Energy, Mines and Resources Canada

Énergie, Mines et Ressources Canada

# CANMET

Canada Centre for Mineral and Energy Technology

Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie

**Mining Research Laboratories**

**Laboratoires de recherche minière**

Canada

# ÉTUDE DE STABILITÉ A LA MINE NIOBEC: RAPPORT FINAL

## 2. Synthèse de l'étude

M. C. Bétournay, D. Labrie

MRL 88-81 (TR) JUILLET 1989

This document is an unedited interim report prepared primarily for submission and discussion at restricted meetings. It does not represent a final evaluation of the opinion of the Canada Centre for Mineral and Energy Technology (CANMET)

Ce document est un rapport provisoire non-révisé et rédigé principalement pour fins de discussion et de documentation lors de réunions à diffusion restreinte. Il ne représente pas l'évaluation définitive de l'opinion du Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie (CANMET)

53pp

MICROMEDIA

# ÉTUDE DE STABILITÉ A LA MINE NIOBEC: RAPPORT FINAL

2. Synthèse de l'étude

par

**M.C. Bétournay* et D. Labrie***

## RÉSUMÉ

Le projet de stabilité de la mine Niobec fut conçu pour évaluer la stratégie minière dans le contexte de ses effets actuels et anticipés. Des alternatives à la stratégie ont également été considérées et sont de même présentés ici.

Les éléments de projets suivant sont discutés dans ce rapport au niveau de leur pertinence et importance à la stratégie minière: établir les conditions de massif rocheux, évaluation de problèmes de contrôle des terrains, modélisation des ouvertures actuelles et planifiées, suivi d'ouvertures.

Des discussions sur les alternatives, la progression minière et les bénéfices de l'étudier sont également inclues.

MOTS CLÉS: stabilité de mine, piliers, modélisation numérique, caractérisation de massifs rocheux, chantiers ouverts, exploitation par mines longue.

* Chercheur en sciences physiques, Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa.

# STABILITY STUDY AT THE NIOBEC MINE: FINAL REPORT

## 2. Synthesis of the Study

by

**M.C. Bétournay* and D. Labrie***

**ABSTRACT**

The Niobec mine stability project was designed to evaluate the mining strategy in regards to current effects and results anticipated in the future. Alternatives to this strategy were also evaluated and are presented here.

The following project elements are discussed here as to their relevance and importance to the mining strategy: establish existing rock mass conditions, evaluation of ground control problems, modelling of current and future openings, monitoring.

Discussion of alternatives, mining progression and benefits of the study are also presented.

KEYWORDS: mine stability, pillars, numerical modelling, rock mass characterization, open stopes, blashole mining

* Physical Scientist, Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa.

## TABLE DES MATIERES


| | | Page |
|---|---|---|
| RÉSUMÉ | | i |
| ABSTRACT | | ii |
| 1. | INTRODUCTION | 1 |
| 2. | COMPILATION DES RÉSULTATS OBTENUS | 2 |
| | (a) Les Caractéristiques du Massif | 2 |
| | (b) Qualité du Massif | 5 |
| | (c) Propriétés des Matériaux | 8 |
| | (d) Aspects Géomécaniques de la Stratégie minière | 11 |
| | (e) Modélisations | 12 |
| | (f) Piliers de Surface | 16 |
| | (g) Suivi des Ouvertures | 17 |
| 3. | CONSIDÉRATION DES PROBLÈMES PRÉCIS | 18 |
| 4. | BÉNÉFICES DE L'ÉTUDE | 21 |
| 5. | RÉFÉRENCES | 23 |


## TABLES


| No | | |
|---|---|---|
| 1. | Sommaire des essais de résistance en compression uniaxiale pour les unités géologiques du massif de la mine Niobec | 25 |
| 2. | Sommaire des essais de résistance en compression triaxiale pour les unités géologiques du massif de la mine Niobec | 26 |
| 3. | Sommaire des essais de résistance en traction (Brézilien) pour les unités géologiques du massif de la mine Niobec | 27 |
| 4. | Bilan des coefficients de cohésion et angle de frottement interne | 28 |
| 5. | Résultats d'essais en cisaillement sur quelques diaclases avec remplissage divers | 29 |
| 6. | Allocation de points pour évaluation d'effets de minage, mine Niobec | 30 |


## FIGURES


| No. | | |
|---|---|---|
| 1. | Progression type des étapes d'une étude de stabilité | 31 |
| 2. | Contour des lentilles minéralisées, Mine Niobec; (a) plan au niveau 300, (b)(c) sections | 32 |
| 3. | Lithologie généralisée du complexe alcalin de Niobec | 33 |

**FIGURES (suite)**


| No. | | |
|---|---|---|
| 4. | Schéma de la distribution et relation des joints du massif Niobec ..... | 34 |
| 5. | Stéréogrammes de fractures; (A) toutes les fractures majeures observées, (B) toutes les fractures mineures observées ..... | 35 |
| 6. | Exemple de massif fissuré par de grands joints. Ceux-ci se situe entre les niveaux 600 et 1000. Des détachement en grandes plaques se développent en chantiers et galeries ..... | 36 |
| 7. | Schéma de relation soutènement-qualité de massif rocheux de Barton et al (2). Les chiffres 1 à 38 indique la prescription de soutènement à suivre (à voir dans la référence) ..... | 37 |
| 8. | Représentation schématique du forage MR1 et qualité des unités traversées ..... | 38 |
| 9. | Représentation schématique du forage MR2 et qualité des unités traversées ..... | 39 |
| 10. | Représentation schématique du forage MR3 et qualité des unités traversées ..... | 40 |
| 11. | Vue isométrique du modèle numérique no 1 & 2 ..... | 41 |
| 12. | Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec gravité) zone 1, modèle no 1 ..... | 42 |
| 13. | Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 2 ..... | 43 |
| 14. | Vue isométrique du modèle numérique no 3 & 4 ..... | 44 |
| 15. | Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèles no 3 & 4 démontrants diverses ouvertures avec et sans pilier de sole ..... | 45 |
| 16. | Vue isométrique du modèle numérique no 5 ..... | 46 |
| 17. | Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 5, pilier de support entre chantiers enlevés ..... | 47 |
| 18. | Facteurs de sécurité associés aux ouvertures du modèle no 5 ..... | 48 |

## 1. INTRODUCTION

Le projet de stabilité de mine de la mine Niobec a eu deux buts bien précis: celui de parfaire des analyses de conditions des terrains sous les attentes de la stratégie minière des exploitants, et celui de faire un transfert de technologie aux planificateurs. Ce rapport final bien qu'il ré unit et fait la synthèse des résultats, n'est qu'une partie du transfert d'information qui aura été fait pour le projet. En tout, l'équipe CANMET-CRM estime que les éléments suivants ont fait partie de ce transfert:

1) établir la progression type des étapes (Figure 1) d'une étude de stabilité;
2) mise à jour des conditions du massif rocheux de la mine;
3) évaluation des problèmes de contrôle des terrains à court terme;
4) évaluation des problèmes de contrôle des terrains à long terme;
5) rapports techniques sur chacune des phases de l'étude décrivant étroitement le sujet traité, les méthodes utilisées, les données obtenues et les conclusions;
6) rapport final ou la synthèse du projet où l'on reprend toutes les informations obtenues, avec l'emphase sur les attentes précises des opérateurs en ce qui attrait aux grandes lignes du développement minier, avec les modes d'utilisation et exemples pour rendre ce rapport un outil journalier en ce qui attrait à la stabilité des ouvertures avec l'activité minière.

Le projet se voulait donc être plus qu'une seule réponse aux attentes des opérateurs mais un recueil vivant où l'on pourrait trouver un bon nombre d'outils et de méthodes qui pourrait suffire en grande partie aux besoins de conseils experts et de rehaussement de connaissances techniques et des environs miniers pour les opérateurs.

Les parties de ce rapport de synthèse sont:

A) SOMMAIRE DE L'ÉTUDE EXÉCUTIF;
B) LA COMPILATION DES RÉSULTATS OBTENUS;
C) LA CONSIDÉRATION DE PROBLÈMES PRÉCIS;
D) LES BÉNÉFICES DE L'ÉTUDE; ET
E) LE SUPPLÉMENT POUR CONCEPTION

Les parties A) et E) ont été émises séparément: rapports MRL 89-80 et 89-10 respectivement. Le rapport présent touche aux parties 2 à 4.

## 2. COMPILATION DES RÉSULTATS OBTENUS

Cette partie du rapport final vise à présenter les informations et résultats obtenus de chacune des activités techniques et la justification des méthodes et équipements utilisés. Viendra s'ajouter, à la fin du rapport, le mode d'emploi pour obtenir tels éléments géomécaniques, pour chaque sujet.

### (a) Les Caractéristiques du Massif

Cette section veut établir les propriétés naturelles du massif d'exploitation Niobec en guise de base sur laquelle les discussions de stabilité viendront s'ajouter. De cette façon on peut clairement faire la relation entre les facteurs de base et la qualité des terrains. De plus, on établi le premier échelon d'un cheminement d'évaluation de stabilité.

La mine Niobec extrait de la columbite et du pyrochlore (tous deux des oxydes de niobium) d'une masses intrusive de carbonatite (Figure 2).

De nombreuses lithologies sont présentes. On compte les suivantes, Figure 3:

- carbonatite dolomitique intacte (C3 (i), C5 (i)), foliée à brêchique, formant la masse principale dans laquelle se trouvent les lentilles irrégulières des autres unités géologiques;

- divers types de carbonatite (C3 (a), C5 (a)), calcitique à dolomitique avec altération variable;

- syénite intacte (Sy (i)). Occurrence sous forme de xénolithes ou de traînées discontinues concordants avec la foliation de la carbonatite. Structure brêchique et zones broyées;

- syénite altérée (Sy (a)). Métamorphisme élevé, minéraux transformés en biotite et chlorite baignées dans une matrice mafique.

Cet intrusif, daté d'environ 650 millions d'années, a été recouvert d'une calotte de calcaire sédimentaire âgé de 580 millions d'années, du Groupe Trenton. Probablement de la Formation Tétrauville, ce roc est dense et de composition uniforme. Des lits calcaires gris alternent avec des couches de

schiste argileux. Trois unités se séparent verticalement. Celui en contact avec la carbonatite n'est pas lité, montre peu d'argilite, et possède un aspect bréchique. La zone intermédiaire est litée avec des lits de calcaire de 10 cm, d'argilite de < 5 cm. La zone près de la surface démontre des lits d'argilite et de calcaire qui dépassent rarement 5 cm. L'argilite est abondante.

L'intrusif, mis en place à cause de, et avant la formation du graben du Saguenay, ne démontre pas de plans de failles secondaires associés à cette fosse. Sa mise en place cependant aura eut d'autres effets.

On remarque des pochettes de syénite jusqu'à 2,500 $m^3$ de grandeur, distribuée d'une façon occasionnelle et aléatoire sur la grandeur du massif exploité. Ces pochettes, contiennent des morceaux de roc de petites grandeurs recouvertes de biotite. Ces lithologies sont habituellement instables et s'effondrent rapidement dans les ouvertures adjoignantes.

On rencontre également des cavernes karstiques, produisent par l'altération hydrothermale, post emplacement. Ces cavités cependant n'affectent pas la stabilité des ouvertures souterraines.

De loin, le comportement du massif vis-à-vis les ouvertures et l'activité minière dépend des discontinuités structurales.

Aucune faille n'a été décelée avec l'activité minière souterraine. La fracturation du massif s'en tient à des diaclases. Celles-ci sont identifiées comme étant formées à trois stages différents (1). La relation entre ceux-ci permet de stipuler que la première famille de joints, horizontale/subhorizontale, de joints d'extension, a été formée par la relaxation de la poussée magmatique de l'intrusif. Ces joints sont de grandes étendue ( > 10 m) et voient une seconde famille de joints majeures ( < 5 m) habituellement se terminer sur elles pour former des intersections en "T", Figure 4.

La troisième famille se compose de joints d'étendue mineure. Elles ont la même distribution générale que les fractures majeures, Figure 5, mais ont souvent une orientation verticale/subverticale.

Ce qui est important à retenir dans le cas Niobec, en ce qui attrait la stabilité des ouvertures et la compétence du massif, est l'intersection des discontinuités.

La carbonatite du niveau 300 jusqu'au niveau 600 est recoupé majoritairement par des joints mineures qui s'intersectent peu souvent, ne

recoupant que du roc. Donc, très peu de blocs sont créés et le roc reste massif.

La minéralisation est en forme de lentilles orientées nord-ouest/ sud-est, à pendage subvertical. Le chantier a sa plus grande porté dans cette direction. Les grands joints subverticaux sont nord-est/sud-ouest donc perpendiculaire aux grands murs et parallèles à la plus petite dimension.

Du niveau 600 au niveau inférieur de la mine, le 1000, les grands joints majeurs viennent s'ajouter et dissèquent le massif d'une façon effective, avec des joints qui se recoupent, Figure 6.

Le calcaire Trenton lui se trouve plus ou moins dépourvue de joints. Il est rare que l'on perçoive ceux-ci dans les carottes de forage, la rampe d'accès, ou encore les coupes exposées sous terre. Le seul élément de discontinuité, et même le cas est rare, est le litage qui se sépare parfois à la couche des schistes argileux.

Les joints en place ont subi divers degré d'altération et de remplissage. De nature, les discontinuités structurales sont planes mais rugueuses et bosselées en détail (1).

Une bonne partie des joints majeurs ont subis un remplissage et/ou l'hématisation. Trois types de remplissage ont été reconnus, couvrant les é pontes du joint (avec ou sans hématisation) dans cet ordre:

- chlorite/biotite;
- apatite/biotite;
- calcite/dolomie/biotite.

Les fractures majeures sont les héritiers les plus fréquents de remplissages. Les matériaux phylliteux et les carbonates sont les plus fréquents.

Les fractures mineures sont généralement fermées. L'altération et la présence de remplissage y sont réduits, en proportion et en puissance.

L'hématisation est plus poussée dans la zone 1, où l'on retrouve également un roc plus fissuré, de moindre qualité.

**(b) Qualité du Massif**

Les indices de qualité du massif sont non seulement des outils pour classifier les ouvertures et leur comportement possible vis-à-vis la géométrie de celles-ci, pour examiner la méthode minière utilisée et le soutènement requis, mais aussi pour prédire les comportements des régions vierges qui ne sont pas encore excavées.

La force de cet outil réside dans la planification possible à priori, avec peu d'ajustement lorsque l'excavation est entamé.

Les systèmes de classification empirique permettent d'amener les observations du même endroit, ou d'autres, et de les appliquer à de nouveaux sites. Cette "expérience" est tangible du fait que des prescriptions bien précises viennent accompagner chaque circonstance.

Le roc dans lequel la mine Niobec poursuit des excavations ne change que relativement peu. Les conditions qui sortent de l'ordinaire se résume aux poches de syénite altérée (décrites précédemment) et à un secteur restreint du 300 au niveau 450, où l'on perçoit de la boue de remplissage sur une des familles de joints, à pendage ~ 45°. Ce problème nécessite l'application d'un soutènement plus rigoureux mais localisé puisque les ouvertures se dégraderaient très facilement.

La caractérisation du massif de la mine Niobec a été basé sur le système NGI (2), qui sera décrit de façon complète au chapitre du mode d'emploi. Il suffit ici de mentionner que ce système, utilisant les résultats de plusieurs centaines de cas d'études se réfère à quatre éléments de massifs: qualité du roc, propriété des discontinuités, venues d'eau et niveau de contraintes naturelles.

Les deux façons de caractériser le massif ont été utilisées: à partir des observations sur les ouvertures et sur des carottes de forages.

Les observations en chantiers ont servi, non seulement à obtenir les paramètres requis, mais à élargir les observations sur le comportement du massif. Les opérateurs ont maintenant des connaissances quantifiables quand au comportement de toutes les ouvertures souterraines, un avantage précieux pour la planification et compréhension des effets des excavations.

Les observations sur carottes ont permis de développer l'outil nécessaire pour explorer des nouveaux secteurs de mines où peu ou aucunes informations

existent, pour des fins géomécaniques. On peut alors statuer sur la stabilité à un coût réduit.

Les paramètres utilisés pour calculer un indice de qualité selon le système NGI sont:

1) le RQD (mesure de qualité du roc);
2) le nombre de familles de joints, Jn;
3) la rugosité du joint, Jr;
4) l'altération du joint, Ja;
5) la venue d'eau, Jw;
6) la valeur de contrainte en place vis-à-vis la résistance en compression et traction du roc, SRF.

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \quad \frac{Jw}{SRF}$$

On utilise cette formule pour évaluer le RQD sur place:

$$RQD = 115 - 3.3\ Jv$$

$Jv$ = nombre de joints/$m^3$

sur les carottes le RQD est défini comme la somme des morceaux de roc sain, de longueur supérieure à deux fois le diamètre de la carotte, divisée par une longueur de carotte choisie (qui représente soit une longueur répétitive e.g. 5 pieds, ou pour un secteur géomécanique, unité géologique, etc.).

Des relevés en galerie ont été fait au niveau 450 et 850. La masse principale, carbonatite dolomitique, de même que la carbonatite fissuré e et hématisée de la zone 1 et la syénite intacte ont été caractérisées. En général la venue d'eau était basse, < 1 l/m.

Les indices de qualité Q sont: 31 pour la syénite intacte, 49 pour la carbonatite fissurée et hématisée, de 4 à 100 pour la carbonatite dolomitique. Les valeurs pour cette masse principale cependant se séparent en deux groupes distincts: valeurs basses, 4 à 14 et valeurs hautes 21 à 100. Il faut remarquer que la valeur RQD/Jn ne change que peu, reflétant un massif sain et peu fissuré (moins de deux familles + une aléatoire). L'indice de qualité du massif, puisque la valeur Jw/SRF est constante, vient donc à se baser sur le facteur Jr/Ja. Le Jr ne change que peu, donc l'altération du joint devient l'élément qui fait varier l'indice Q d'une façon considérable.

Qualitativement, les indices varient de passable à très bon Figure 7. Sur cette figure on remarquera la prescription du soutènement pour la fourchette de valeurs de qualité de carbonatite dolomitique, pour les galeries, les toits des chantiers 30 m de long et les murs de ces chantiers, 100 m de haut ($F_{es}$ = 1.6, ouverture permanente). La prescription de soutènement pour les murs est conservatrice, puisque ceux-ci sont en vérité stable sans l'aide de soutènement.

L'évaluation de l'indice Q du massif, a été fait sur trois courses de forage au diamant. La localisation et longueurs de ces trous avait pour but de:

- échantillonner le bloc minier vierge, entre les niveaux 1,000 et 1,400;
- obtenir des échantillons de roc pour des essais de résistance géomécanique en laboratoire, représentatif des lithologies en place;
- qualifier les familles de joints et conditions des terrains, surtout dans le bloc minier vierge et les piliers de sole qui séparent les blocs miniers.

Ces forages sont représentés aux Figures 8-10. La description complète de ces carottes est trouvée en annexe au rapport de Labrie (4).

Les carottes sont classifiées selon le système NGI pour chaque unité géologique, qui correspondent à des secteurs de comportement particulier. La qualité selon les unités géologiques recoupés:

| MR1 | Q |
|---|---|
| C5-C3 | 12-36 |
| Sy | 12 |
| **MR2** | **Q** |
| C5-C3 | 50-100 |
| Sy | 67-100 |
| C3C | 50-100 |
| **MR3** | **Q** |
| C5-C3 | 8-25 |
| Sy | 25-33 |
| C3N | 17-25 |

Les valeurs C5-C3 ressemble aux observations en place. Cependant, les forages ont permis de présenter la pleine variation de qualité pour la syénite et des valeurs pour le C3N et C3C qui n'ont pas été relevés en galeries.

Le calcaire Trenton ne démontre pas de variance latérale mais plutôt verticale. Le RQD est excellent (> 90%) pour le haut et le bas du massif. Cependant, entre les élévations 9935' et 9875' on retrouve une valeur plus basse; 73-83. La valeur Q de ces deux types de terrain, avec un Jn = 3, Ja = 2, Ja = 1, Jw = 1, SRF = 2.5 est de 24 pour les zones supérieures et inférieures, et de 20 pour la zone centrale.

Le dernier élément naturel du roc à considérer est le champ de contraintes naturelles. Le niveau des contraintes et leurs orientations deviennent un élément critique de stabilité plus une ouverture est placée en profondeur.

Les mesures de contraintes faites à Niobec (3) sont comparables aux valeurs et orientations obtenues ailleurs dans le Bouclier Canadien. Basée sur les mesures au niveau 1,000, la contrainte la plus élevée (majeure principale) est orientée 111° avec un pendage presque horizontal. La contrainte intermédiaire est orientée à 192° avec un pendage de 32° sud-ouest. La contrainte mineure principale est orientée à 9° suivant un pendage de 58° nord-est.

La valeur de la contrainte principale est 2.8 fois la contrainte verticale. Cette dernière peut être calculée avec la relation:

$\sigma_v$ = 0.0286 ± 0.0106 MPa/m.

La contrainte intermédiaire est un peu plus élevée que la contrainte verticale; elle est 1.2 fois la contrainte verticale.

La contrainte majeure est donc parallèle à la longueur des chantiers, tandis que l'intermédiaire est perpendiculaire à celle-ci.

**(c) Propriétés des Matériaux**

Il est important pour l'opérateur de savoir comment le roc avoisinant les excavations pourra supporter les charges et contraintes imposé es suite à la formation d'ouvertures, leurs dimensions et leur orientation, vis-à-vis le champs de contraintes.

Il est donc nécessaire de parfaire des essais en laboratoires (et sur le terrain lorsque requis) pour obtenir des valeurs pour répondre au comportement du roc en compression et tension, on utilisera ici des formules de traduction pour en arriver aux résistances de massifs.

Des essais en laboratoire ont été faits sur les unités géologiques rencontrées à la mine (4)(5). Les Tableaux 1-3 présentent le sommaire des résultats d'essais de compression et traction.

On voit une différence marquée entre le type intacte et altéré de chaque lithologie. La variété altérée est de 45 à 71% de la valeur de la roche intacte. L'ordre relative de résistance des matériaux est:

plus résistante C5(i)
C3N(i)
C3(i)
Sy(i)
C3C(i)
Calcaire
C5(a)
C3N(a)
Sy(a)
C3C(a)
moins résistante C3(a).

Les coefficients de cohésion et angle de frottement internes du roc intact ont également été mesurés. Le Tableau 4 fait le bilan de ces coefficients versus les types de roches de la mine. Ces résultats, tout comme les résistances des matériaux donnent non seulement des indices relatifs de qualité mais serviront à fournir les données requises pour faire la modélisation numérique.

Les valeurs de comportements du roc intact doivent être traduites au comportement du massif.

Ce comportement de massif se compare facilement avec les contraintes existantes dans le massif. La forme que cette comparaison d'agents stabilisateurs et d'agents déstabilisateurs est le critère de rupture. Plusieurs genres de ces critères existent, chacun avec ses paramètres de comparaison: Mohr-Coulomb, Hoek et Brown et Drucker-Prager.

On peut traduire facilement les valeurs de résistances en compression en laboratoire aux valeurs de massif pour le critère Hoek et Brown (qui utilise les

paramètres m et s calculé par régression (6)) et pour le critère Mohr-Coulomb (qui utilise la cohésion et l'angle de frottement interne, c et $\phi$).

Pour Niobec les valeurs de laboratoire m et s, et c et $\phi$ de chaque type de roc sont inscrits au Tableau 4. Les valeurs de m, s et $\phi$ dépendent beaucoup des divers niveaux de confinement appliqués au roc. Plus il y a de valeurs en résistance avec divers confinement non semblable plus l'enveloppe de rupture sera représentative. Habituellement la compression uniaxiale et au moins trois compressions triaxiales fourniront des valeurs suffisantes pour établir une version valable du critère de rupture. Les résultats au Tableau 4 doivent tenir compte de cette explication.

Les formules de traductions utilisés pour les valeurs m et s du massif a partir des valeurs m et s de laboratoire, utilisant le système NGI, sont:

$$m_{massif} = m_{lab} e^{\frac{(9 \ln Q - 51)}{13.4}}$$

$$s_{massif} = s_{lab} e^{\frac{(9 \ln Q - 56)}{6.3}}$$

Ces formules ont été établies par Hoek et Brown pour le massif perturbé (7).

Les valeurs de c et $\phi$ pour le massif ont été obtenues de la courbe de m et s (qui est une approximation de l'enveloppe de Mohr) calculé pour le massif (4).

Le critère de rupture de Hoek et Brown est conservateur de par sa nature. En connaissant les conditions réelles du massif (peu fissuré, peu bloqueux), les valeurs de m pour le massif semble basses, de même pour la cohésion, spécialement pour les unités intactes (non altérées).

Un massif rocheux peut passer à la rupture si les conditions de contraintes s'y prêtent. Les modes de ruptures sont par: compression, traction, cisaillement.

La rupture en traction, à des niveaux peu profond, est la plus facile à se produire surtout si les discontinuités sont perpendiculaires à l'orientation des contraintes tractives.

Le cisaillement se produirait si les contraintes en compression s'enlignent pour forcer un cisaillement dans une direction ou le massif est faible, ou les discontinuités s'orientent parallèles au cisaillement.

Voilà pourquoi l'étude s'est penchée sur la résistance du matériau fissuré, pour comparer la résistance des discontinuités aux cisaillement versus les contraintes forçant le cisaillement.

Bien qu'il y ait plusieurs critères de rupture en cisaillement, du plus facile, le Mohr-Coulomb

$$\tau = \sigma_n \tan \phi$$

à des plus complexes. Le critère Barton-Bandis est plus complexe mais beaucoup plus spécifique aux conditions de la discontinuité. Et, ce qui pratique, ce critère est formulé de la même façon que le critère Mohr-Coulomb:

$$\tau = \sigma_n \tan \left[ JRC \log_{10} \frac{JCS}{\sigma_n} + \phi_r \right]$$

La rugosité du joint, JRC, la résistance en compression de la surface du joint JCS et l'angle de friction du joint (appelé "résiduel") sont les seuls paramètres nécessaires pour utiliser ce critère efficacement.On doit souligner que chaque type de remplissage et d'altération reflètera des valeurs singulières. Divers types de remplissage sur des types de roches différents ont été passés à l'essai. Le Tableau 5 présente les résultats de ces essais.

**(d) Aspects Géomécaniques de la Stratégie Minière**

Dans l'optique de la stratégie minière choisie, il faut évaluer son effet sur le massif environnant. On doit se pencher sur la méthode d'abattage, la progression de l'extraction primaire et secondaire, la géométrie et l'orientation des chantiers vis-à-vis les contraintes et les discontinuités, et les pratiques de contrôles des terrains.

La méthode d'abattage choisie, l'abattage par mine longue avec chantiers non-remblayés, influence de plus d'une façon les environs immédiats du massif. Avec celle-ci, les sautages de masse redistribuent les contraintes autour des ouvertures d'une façon rapide et considérable. La concentration de contraintes est rehaussée et ceci jusqu'à d'importantes distances de l'ouverture.

Le résultat est donc de storer plus d'énergie de déformation dans le massif rocheux qu'une méthode plus progressive. Avec une qualité de massif plus basse ou la présence de grands joints on peut s'attendre à plus de problème de

soutènement. Il faut dire que la vibration de ces sautages ne peut que s'ajouter à ces problèmes.

La méthode minière ne permet pas l'accès aux murs des chantiers (ou piliers entre les chantiers) pour apposer du soutènement. Ceci laisse deux choix pour le contrôle de terrains problèmes, laisser ou faire tomber le problème dans l'ouverture (créant une plus grande ouverture) ou installer de longs câbles d'ancrages à partir des niveaux principaux.

Il est à noter cependant qu'il n'y a présentement qu'une dilution de 4% venant du détachement des murs. Visuellement, on retrouve aucun problè me de terrains sauf lors de la présence de grands joints ( > 15 m).

L'orientation de la contrainte principale majeure est environ parallèle à la longueur des chantiers/lentilles. Cette disposition est la meilleure possible pour éviter les problèmes de contraintes, dans un champ où la contrainte horizontale majeure est beaucoup plus élevée que la contrainte horizontale mineure.

Jusqu'à date le massif a très bien répondu à ces effets de minage. Le fait que les chantiers et piliers de 100 m de hauteur reste stable, et ça avec que du soutènement au toit, est certainement un baromètre important. Même à la zone 1 et entre les niveaux 700 et 1000, là où le massif est plus fissuré et que le potentiel pour la formation de blocs est élevé, le massif demeure suffisamment sain suite à l'abattage.

On doit souligner trois facteurs importants comme raisons possible de la bonne stabilité générale: le bas niveau de contraintes dans la partie supérieure du massif, leurs orientations favorables et le massif fissuré d'une manière non effective.

La stabilité des piliers de support minces et autres piliers est revue aux trois prochaines sections.

**(e) Modélisation**

La modélisation par ordinateur est le seul outil qui incorpore les éléments du massif dans un processus de calcul géomécanique global de stabilité.

Ce processus répond aux besoins d'obtenir des valeurs de contraintes et déplacements autours des ouvertures, et, suite à l'application d'un critère de rupture choisi, on peut stipuler sur la marge de stabilité. En examinant les résultats on peut même stipuler sur le mode de rupture versus les conditions du massif.

Dans le cas de la mine Niobec, on a adjugé que la roche en place se comporterait d'une façon élastique. Il n'y avait aucune indication du contraire (c'est-à-dire d'un façon non-élastique), et il n'y en n'a pas eu jusqu'à date. On a choisi également une modélisation en 3-D.

Les chantiers de Niobec sont limité dans leurs longueurs; souvent les dimensions sont égales, 30 m x 30 m, à peine plus. Une modélisation en 2-D assume que la longueur est de beaucoup, plus grande que la largeur.

Pour éviter telle sur estimation de grandeur, la modélisation en 3-D a été utiliser. On veut donc statuer, d'une manière moins conservatrice, sur la stabilité d'un ou plusieurs chantiers, dans leurs formes réelles. Étant donnée la proximité des chantiers, il était nécessaire de modéliser tout le bloc minier. Avec les circonstances des grands chantiers ouvert de la mine, chaque chantier subirait l'influence des chantiers immédiats et même de ceux plus éloignés. On a donc obtenu les comportements réels des chantiers et piliers.

Le choix des blocs miniers, modélisés a été basé sur deux critères: celui de modéliser les pires ouvertures au chapitre de la stabilité et celui de considérer les unités géomécaniques les plus faibles. Tous les autres ouvertures auront théoriquement de meilleurs résultats que ceux recueillis pour ces situations.

Deux cas de modélisation ont été identifiés. La zone 1, où l'ouverture potentielle peut atteindre 300 m de long par 30 m de large, la plus longue ouverture de la mine, et où l'on retrouve du roc plus fissuré, hématisé et plus faible, et la zone 2, près du puits, où l'ouverture potentielle peut atteindre des dimensions de 100 m de long et 100 m de large, la plus grande des ouvertures.

La modélisation de la zone 1 a suivi plusieurs options. En tout quatre versions ont été parfaites (8)(9)(10)(11). Une version de la zone 2 sera terminée bientôt.

Les deux premières modélisations de la zone 1 ont été faites pour obtenir les informations sur le comportement des ouvertures C-103-23, C-102-21, C-102-19 et C-102-17, les piliers de séparation en place et les piliers de surface. Les

autres modélisations viendront se comparer à ce scénario de base (qui est en place présentement).

La modélisation #1, de ces chantiers et piliers, figure 11, 12 (8), a été faite avec le changement par gravité seulement, i.e. la charge verticale égale le poids du roc:

$$\sigma_z = \gamma z$$

$\gamma$ = densité du roc,

z = profondeur,

la charge horizontale, reliée à la charge verticale par le coefficient Poisson de déformation:

$$\sigma_h = \frac{\nu}{1 - \nu} \sigma_z$$

La modélisation #2, de ces chantiers et piliers, figure 13, (9), a été faite avec le chargement par gravité, $n^z$, et les contraintes tectoniques (contraintes naturelles) selon les mesures de contraintes en place qui ont é té mesurées:

$$\sigma_x = 1.5\ \sigma_z$$

$$\sigma_y = 2.0\ \sigma_z$$

L'effet des contraintes naturelles réduit de 50% les valeurs des contraintes induites tractives, à de bas niveaux. Dans les deux cas la résistance des matériaux peut suffire aux contraintes induites, et seulement de petites régions du massif sont impliqué. Les contraintes compressives sont basses elles aussi et ne risquent pas de produirent des ruptures de massif. De même, les conditions de cisaillement sont telles qu'elles ne mèneront sans doute pas aux ruptures en cisaillement. S'il y a des ruptures, elles se feront dans les zones d'effort de traction, surtout s'il y a des grands joints perpendiculaires à la direction de la traction.

Les modélisations #3 et #4 (10) se sont penchées sur la zone 1 avec et sans pilier de sole.

La modélisation #3 a prise en considération les ouvertures C-102-23, C-102-21, C-102-19, C-102-17, C-102-15 du bloc supérieur, et les ouvertures C-102-19 et C-102-17 du bloc inférieur, séparées du bloc supérieur par un pilier de sole, figure 14, 15.

L'imposition de nouvelles ouvertures, comparée à la modélisation #2 n'a pas apporté de plus amples changements dans la stabilité des chantiers. On retrouve encore de basses contraintes tractives. Des contraintes compressives plus élevées seraient enregistrées sous les ouvertures du niveau inférieur, mais insuffisantes pour mener aux ruptures en compression ou en cisaillement.

L'imposition de nouvelles ouvertures et la récupération des piliers de sole entre les chantiers C-102-19 du niveau supérieur et inférieur (modélisation #4) cependant, introduiraient des problèmes. Les chantiers, maintenant 235 m de haut (et 30 m x 30 m de large) subiraient l'influence de contraintes tractives aux piliers qui les séparent, figure 15. Ces contraintes seraient réparties presqu'à la largeur totale du pilier, sur la hauteur entière. Le facteur de sécurité à cet endroit serait de 1.0 à 1.5. La moindre disposition négative des joints (massif bien fissuré, orientation, remplissage) aura pour effet de permettre des ruptures conséquentes sérieuse et peut être même la perte d'intégrité du pilier. Le pilier de sole semblerait alors nécessaire à la stabilité des chantiers primaires de la mine, où les piliers de support sont toujours en place.

La modélisation #5 (11) a eu pour objectif d'enlever les piliers primaires (entre les chantiers) sans enlever le pilier de sole, figure 16. On remarquera que de très grandes ouvertures sont alors créées: celle du niveau supérieur fera 300 m de long, 30 m de large et 100 m de haut, celle au dessous, au niveau inférieur fera 80 m de long, 30 m de large et 90 m de haut. Là encore les contraintes compressives sont suffisamment basses, de même que les contraintes tractives figure 17. Le facteur de sécurité le plus bas est de 1.2, figure 18.

Les modélisations numériques viennent réaffirmer l'orientation propice des chantiers vis-à-vis la contrainte majeure principale. La longueur des chantiers devrait toujours être parallèle à cette contrainte et la largeur ne devrait pas être excessive. La largeur présente moyenne, 30 m, a été satisfaisante. La modélisation de la zone avoisinante du puits viendrait préciser sur ce point puisque l'ouverture serait 100 m x 100 m en plan.

Donc, pour conclure, on s'aperçoit que les piliers de la mine, leurs dimensions et géométries, ont suffisamment de marge de stabilité pour maintenir leur intégrité, et ceci sous divers scénario de méthode d'exploitation, le remblai ne rentrant pas en considération.

**(f) Piliers de Surface**

Les chantiers du bloc supérieur de la mine sont surplombés du calcaire trenton, ou, lorsque celui-ci manque de profondeur, sont surplombés de la carbonatite surmontée d'une couche de calcaire.

Lorsque la carbonatite a moins de 1.5 m d'épaisseur, elle semble se détacher facilement.

Cette situation est la seule où on a perçu des instabilités. Il faut souligner que même lorsque la portée du chantier s'élève à plus de 300 m on s'attend que les contraintes tractives ne s'élève qu'à 0.5 MPa (11). Avec des orientations de joints favorables, la résistance en traction de la carbonatite, 5-10 MPa, serait suffisante pour résister à la traction induite.

Quand au calcaire, qui a une résistance en traction de 5.8 MPa, son aspect massif lui apporte d'autant plus de stabilité. Il faut cependant souligner que l'application immédiate de soutènement a su éviter une dé gradation partielle du bas du pilier.

Les méthodes d'analyses de stabilité utilisées (11) (12) ont bien démontrées les conditions stables de ces structures. Ces méthodes se sont penchées sur le comportement et mécanismes de ruptures possible: conditions élastiques, et rupture potentielle par comportement voussoir et dégradation par effritement. Les recommandations pour le soutènement vont un peu plus loin que celui qui se trouve en place, pour raffermir le massif de câblage qui irait à contrer les tractions en profondeur et garder la masse ensemble dans le cas d'ouvertures 300 m de long.

Il ne faudra pas oublier que ces piliers de surface ont des géométries variables et que les pires cas s'annoncent comme ceux où la largeur du chantier est égale à la longueur, et dépassant de beaucoup 30 m. Le mode de rupture préconisé s'en tiendrait a une dégradation locale du calcaire se stabilisant en forme de voute.

Également, on verra à maintenir les massifs de piliers verticaux intacts pour éviter d'élargir les chantiers et les dimensions des piliers de surface et d'augmenter le risque de problèmes.

**(g) Suivi des Ouvertures**

Le suivi des ouvertures est adopté pour 3 raisons:

1) pour déceler les mouvements de terrains et leurs accélérations menant à la rupture;

2) pour confirmer des déplacements et les contraintes prédits par la modélisation numérique;

3) pour obtenir des déplacements d'ouvertures avec des problèmes de terrains spéciaux.

Dans le cas Niobec, bien qu'il y ait des variations de fissuration de massif, il existe trois exemples de terrains particuliers: les poches de syénites, aléatoires, les fissures remplies de boue (partie est de la zone 2) et la présence de grands joints sub-verticaux.

Le premier exemple, lorsque retrouvé au dessus des chantiers est responsable pour l'instabilité de l'ouverture et a tendance à s'effondrer. L'instrumentation ne serais requise donc qu'aux murs verticaux, tel le mur est du chantier 102-23. Ce mur par exemple, s'il se dégrade trop emmènerait la chute prématurée du pilier 102-21, avant sont extraction planifiée.

Quand au massif croisé de fissures remplies de boue, il semble qu'il soit limité aux environs de galeries et non de chantiers. Les massifs avec des grands joints subverticaux voient d'importantes tranches ainsi formé es, glissées dans les ouvertures créées.

Les instruments de suivi d'ouvertures peuvent être classifiés en deux groupes, ceux qui touchent aux déplacements et ceux qui s'attardent à obtenir des changements de contrainte. Pour la mine Niobec on prend en considération que les chantiers demeurent ouverts et que l'instrument qu'il soit posé à partir d'un autre niveau ou d'une galerie avoisinante ceux-ci, restent des instruments installés à de grandes distances. Seuls les extensomètres à ancrages répondent à ces besoins de mesures de déplacements de points spécifiques assez rapprochés. Ces extensomètres à rubans ne seront qu'à vérifier les déplacements d'une petite ouverture dont l'accès est toujours disponible.

L'expérience à démontré, qu'à part ces exemples particuliers, les parois de chantiers et les galeries continuent de rester stable. Même après le déplacement en chantier de terrains importants, les épontes des chantiers

restent stables. Donc, on peut s'en tenir à placer les extensomètres là où des forages ou des connaissances indiquent que les chantiers seront affectés.

Le suivi de contraintes imposées autour des ouvertures et dans les piliers servent à quantifier le changement de contrainte avec l'extraction. Non seulement peut-on comparer le niveau de contraintes aux résultats de modélisation mais également à la résistance du pilier. On peut alors prendre les mesures requises, si nécessaire, pour maintenir l'intégrité du pilier ou le récupérer. Bien avant la dégradation d'un pilier représentatif, on verra l'ouverture et l'agrandissement de joints, accompagné peut être de chutes de blocs.

Le suivi de contrainte s'est fait jusqu'à date avec l'anneau à corde vibrante du CANMET (13). Cet appareil sensible (un ordre de grandeur de plus que de tels instruments) et facile à installer, permet des lectures en continu ou occasionnelle.

Il est suggéré que dans les cas de grands chantiers primaires, tel le 102-23, et les chantiers agrandis où les piliers primaires seront récupéré s, que les contraintes soient mesurées avec l'extraction. On verra à poser ces anneaux, directions horizontales et verticales, dans les piliers de soles entre les niveaux et dans les murs éventuels de grands chantiers pour adjuger de la répartition des contraintes avec l'avance minière. Au troisième et au quatrième bloc minier en profondeurs on ajoutera de ces instruments dans les piliers verticaux séparants les chantiers pour mesurer la progression de l'imposition des contraintes.

## 3. CONSIDÉRATION DES PROBLÈMES PRÉCIS

Pour la mine Niobec ce projet recoupe trois volets distincts: celui de reconnaître les conditions du massif environnant l'activité minière et ses effets, celui qui évaluerait la stratégie minière (considération de problèmes précis) et celui d'en obtenir des alternatives d'opérations.

Le premier volet a été traité au deuxième chapitre du rapport; le deuxième sera présenté à ce chapitre, le troisième au prochain.

Ces problèmes précis sont en fait des grandes attentes de l'exploitant minier. En outre les points suivants sont discutés:

- L'effet d'ouvrir des blocs miniers en profondeur:

  - l'épaisseur du pilier de sole a laisser entre le deuxième et troisième bloc, entre le troisième et quatrième, etc la géométrie

  - et les dimensions sous les effets de contraintes plus élevées et les conditions naturelles du massif à ces endroit;
  - l'effet sur les blocs miniers supérieurs;
  - la possibilité d'ouvrir un quatrième bloc sous le troisième.

- La création de chantiers primaires plus larges (en quelques endroits).

- La progression de récupération de piliers de support principaux.

- La(les) récupération(s) du(des) pilier(s) de sole:
  - oui ou non;
  - la stratégie, séquence vis-à-vis la récupération d'autres piliers.

- De mettre sur pied des systèmes de classification de massif pour indiquer la convenance de géométrie, progression minière etc.

La création de nouvelles ouvertures en profondeur doit être examiné e dans le contexte général de la stratégie minière puisqu'elles influenceront les ouvertures existantes et la planification à long terme.

La mine planifie d'ouvrir les blocs inférieurs lorsque les niveaux économiques de minerai seront identifiés.

Le gisement Niobec, regroupant des lentilles verticales/ subverticales de concentration de minerai, situerait donc les blocs/ chantier les uns sous les autres.

Vis-à-vis la stabilité générale de la mine, il est préférable que les piliers, de même que les chantiers, s'enligne verticalement les uns sur les autres. Mais reste-t-il qu'il faut dimensionner la hauteur des blocs, des piliers de sole, pour tous les niveaux qui pourraient-être formés (e.g. bloc 3, 1,100 à 1,700, bloc 4, 1,800 à 2,500, bloc 5 ...) et planifier la récupération des piliers primaires et de sole avant que les chantiers inférieurs (sous le bloc 2) aux blocs soient excavés.

La modélisation numérique a indiqué que le pilier de sole entre le bloc 1 et 2 est nécessaire à la stabilité de la mine si les piliers de support seront récupérés. Puisque le facteur de sécurité et contrainte en traction obtenus par la modélisation (8)(9)(10)(11) sont satisfaisants, il est entièrement possible que cette valeur soit également satisfaisante pour le pilier de sole entre les blocs 2 et 3. Nous pouvons également remarquer que les tractions et facteur de sécurité tels qu'ils existeront sous le bloc 2 suite à l'extraction de piliers de support sont également satisfaisants.

Idéalement, ce n'est qu'en faisant une modélisation des blocs 1,2,3 et 4 que des valeurs finales de dimensions de piliers pourront être choisies. Il est à souligner, cependant, que l'augmentation de contrainte latérale en profondeur nécessitera sans doute la création d'un pilier de sole entre les blocs 3 et 4 d'une épaisseur considérablement plus grande que 30 m. Une modélisation en 2-D bien qu'elle serait plus conservatrice qu'une en 3-D pourrait offrir une épaisseur pour les piliers de sole si les chantiers et piliers sont raisonnablement réparti respectivement les uns sur les autres.

Il est certain que la création de nouveaux blocs miniers aura un effet sur les blocs supérieurs, plus grand pour les chantiers rapprochés. On doit tenir compte ici de l'orientation des contraintes. Les blocs miniers devraient être orienté parallèle à la direction de $\sigma_1$, tel qu'il sont présentement. La largeur transversale des blocs si elle dépasse de beaucoup le 20 à 30 m actuel, pourrait engendrer une augmentation de contraintes autour des ouvertures.

Dans chaque cas, des sondages pour évaluer le type et qualité du roc des nouveaux blocs et massifs avoisinants est de rigueur. Ceci est essentiel à l'élaboration d'un modèle numérique représentatif. Les résultats de la modélisation pourront d'autant plus être comparé aux conditions en place pour parfaire l'évaluation de stabilité.

Une classification de massif, propre à la mine, pourrait être utilisé pour fins d'indication de qualité de terrains vis-à-vis la géométrie des ouvertures/piliers, progression minière, etc.

Chaque unité géologique a déjà été classifié pour sa résistance, indice de qualité Q et les plans de faiblesses qu'ils pourraient contenir.

On pourrait alors en arriver à évaluer les emplacements de chantiers vis-à-vis l'ensemble de ces facteurs, tableau 6. Des plans/sections pourraient mettre en évidence ce système pour l'ensemble du territoire exploité. Il servirait de comparaison aux contraintes induites également marquées.

Ce système de classement ne devrait pas être utilisé comme facteur de sécurité. Il est basé sur l'expérience du massif de Niobec et ne sert qu'à indiqué des niveaux qualitatifs d'attentes de problèmes. Ce système devrait être mis à jour avec la progression minière.

La récupération de piliers doit être basée sur des principes géomécaniques bien fondés: récupérer les piliers d'une façon qui éviterait les problèmes de stabilité, récupérer les piliers les plus faibles avant, faire une retraite générale vers le puits et vers le haut, garder au minimum l'effet sur les autres blocs miniers, instrumenter les derniers piliers de la progression de même que les parois de chantiers pour suivre les effets et pour confirmer les résultats de modélisation. La modélisation numérique a déjà indiquée que les blocs 1 et 2 de la zone 1 pourraient s'apprêter à l'extraction de tout les piliers de support.

Il faut se rappeler que les piliers de sole sont requis pour la stabilité des blocs miniers et devraient rester en place jusqu'à l'extraction des piliers de support.

La récupération des piliers de sole en dernier provoquerait de nombreux cas d'instabilité a qui mènerait à une dilution du minerai soutiré .

## 4. BÉNÉFICES DE L'ÉTUDE

Il y a plusieurs indicateurs que l'on peut appliquer à la mesure des bénéfices de l'étude Niobec. Nous énumérons ici les plus tangibles pour les opérateurs et la compagnie minière:

(1) Sécurité
(2) Économie
(3) Connaissances
(4) Utilisation

Les opérateurs ont fait part, au début de l'étude, de leur intérêt à savoir si les chantiers exploités étaient trop grands et si la géométrie ou l'ampleur de ceux-ci devait diminuer. L'étude a démontré que les chantiers jouissent de très bonnes conditions de terrains à cause du massif généralement très peu fissuré, à cause du type de roc qui peut se déformer sous les contraintes et à cause de l'orientation de la contrainte majeure principale parallèle au grand axe des successions de chantiers et piliers. C'est seulement lorsque des pochettes de syénite altérée (d'une façon rare et aléatoire),

lorsque des joints remplie de boue avec 45° de pendage ou de grands joints se produisent que les chantiers souffrent d'instabilités.

On peut alors conclure que l'étude a allégé le souci à ce niveau et même indiqué, vue la modélisation, que les chantiers au bloc 1 et 2 pourrait être très long et quelque peu plus large. La pratique minière employée s'avère donc confirmée.

Bien que la stratégie minière avait et continu d'avoir pour but de récupérer tout le minerai (100% extraction), l'étude a déterminé qu'une extraction de 86% laissant de très grands chantiers stable serait possible et même que le dernier 14% (piliers de sole) bien que dilué pourrait être récupéré avec un application de soutènement préventionel.

La vie de la mine ne se voit donc pas écourtée et le retour sur l'investissement du capital n'est pas diminué.

Le bénéfice le plus pratique de cette étude aura été le transfert de connaissances qui s'est fait entre les partis appelés et les opérateurs.

Ces connaissances comprennent:

- méthodologies et formules géomécaniques applicables aux conditions et stratégie minière Niobec

- identification et quantification de paramètres géomécaniques

- expérience minière pour la sélection et l'évaluation de stratégie minière, équipement, instruments, etc

Le mode d'utilisation de ses connaissances de même que leur élaboration ont été transmis au moyen de rapports sur des sujets particuliers (modélisation, résultats d'essai en laboratoire, conception, etc) et rapport de synthèse. On y perçoit donc des sources de référence vivantes qui peuvent autant servir aux besoins journaliers que la planification à long terme plutôt que des ouvrages trop étroits avec possibilité d'utilisation très restreinte.

## RÉFÉRENCES


1. Thivierge, S., Roy, D.W. et Gauthier, A. "Évolution du complexe alcalin de St-Honoré (Québec) après sa mis en place"; Minerallalium Depositae; 18; pp. 267-283; 1983.

2. Barton N., Lien, R. and Lunde J. "Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support"; Rock Mechanics; 6; pp. 189-236; 1974.

3. Arjang, B. "Field stress determinations at the Niobec Mine, Chicoutimi, Québec"; Divisional Report MRL 87-15(TR); CANMET, Energy, Mines and Resources, Canada; 1987.

4. Labrie, D. "Étude de stabilité à la Mine Niobec"; Centre de recherches minérales, Québec; 1986.

5. Gorski, B. "Uniaxial strength determination of Niobec mine rocks"; Division Report M&ET/MRL 86-116 (INT); Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1986.

6. Hoek, E. and Brown, E.T. "Underground excavations in rocks"; Institution of Mining and Metallurgy; 527 p.; 1982.

7. Hoek, E., Brown, E.T. "The Hoek-Brown failure criterion - a 1988update"; 15th Can. Rock Mech. Symp., Univ. of Toronto, October 3-4; pp. 31-38; 1988.

8. Yu, Y.S., Vongpaisal, S., Toews, N.A., Wong, A.S. "A preliminary stability assessment of C-102-23 stope of the Niobec mine under gravitational loading"; Division Report M&ET/MRL 86-97(TR); Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1986.

9. Yu, Y.S., Vongpaisal, S., Wong, A.S. and Toews, N.A. "Stability assessment of C-102-23 stope of the Niobec Mine under tectonic stresses-part II"; Division Report M&ET/MRL 86-145(TR) CANMET, Energy, Mines and Resources Canada; 1986.

10. Yu, Y.S., Wong, A.S., Vongpaisal, S., Toews, N.A. "Stability assessment of S-L-102-17 sill pillar of the Niobec mine, Chicoutimi, Québec - part III"; Division Report MRL 87-96(TR); Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1987.

11. Yu, Y.S. Vongpaisal, Wong, A.S., Toews, N.A. "Stability assessment of S-L-102-19/S-102-21 Sill pillars and adjacent stopes of the Niobec mine, Chicoutimi, QB - Part 1V; CANMENT, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1988.

12. Bétournay, M.C., Y.S. Yu, and S. Thivierge. "A case study of surface crown pillars: The Niobec Mine"; Proceedings 28th U.S. Rock Mechanics Symposium; pp. 1197-1204; 1987.

13. Herget, G., Kapeller, F. "Monitoring equipment for mining induced stresses at Niobec Mine"; Division Report MRL 88-29(J), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1988.

14. Gagnon, G. et Gendron, L. "The geology and current development of the St-Honoré Niobium (Columbium) deposits"; Article présenté à la 79 ième Réunion de l'I.C.M.; 1977

TABLEAU 1

SOMMAIRE DES ESSAIS DE RÉSISTANCE EN COMPRESSION UNIAXIALE POUR LES UNITÉS GÉOLOGIQUES DU MASSIF DE LA MINE NIOBEC (4)(5)

| Unité Géologique | Résistance en compression uniaxiale (MPa) | |
|---|---|---|
| | Gamme | Moyenne |
| Calcaire Trenton | | |
| (perpendiculaire au litage) | 78.6-102.9 | 93.0 |
| (parallèle au litage) | 56.7-110.3 | 91.5 |
| C5(i) | 112.8-170.4 | 140.5 |
| C5(a) | 56.5-111.2 | 85.0 |
| C3(i) | 91.2-125.2 | 105.6 |
| C3(a) | 46.4 | 46.4 |
| C3C(i) | 76.0-118.2 | 95.6 |
| C3C(a) | 55.8- 64.8 | 60.3 |
| C3N(i) | 102.4-157.2 | 119.6 |
| C3N(a) | 48.5- 95.0 | 75.0 |
| Sy(i) | 72.4-117.3 | 99.7 |
| Sy(a) | 46.5- 88.5 | 68.7 |

TABLEAU 2
SOMMAIRE DES ESSAIS DE RÉSISTANCE EN COMPRESSION TRIAXIALE POUR LES UNITÉS GÉOLOGIQUES DU MASSIF DE LA MINE NIOBEC (4)

| Unité Géologique | Résistance en compression triaxiale (MPa) | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ | $\sigma_3$ |
| | 14.13 | 14.82 | 15.00 | 15.17 | 15.51 | 16.03 | 16.20 | 16.55 | 16.89 |
| Calcaire Trenton | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- |
| C5(i) | 294.9 | ----- | ----- | 253.3 | 271.7 | ----- | ----- | 283.4 | 274.8 |
| C5(a) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- |
| C3(i) | ----- | 230.4 | 258.2 | ----- | ----- | ----- | 196.5 | ----- | ----- |
| C3(a) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- |
| C3C(i) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | 150.6 | 154.0 | ----- | ----- |
| C3C(a) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- |
| C3N(i) | ----- | ----- | 242.9 | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- |
| C3N(a) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- |
| Sy(i) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | 169.2 | ----- |
| Sy(a) | ----- | ----- | ----- | ----- | ----- | 148.0 | 130.3 | ----- | ----- |

**TABLEAU 3**

**SOMMAIRE DES ESSAIS DE RÉSISTANCE EN TRACTION (BRÉZILIEN) POUR LES UNITÉS GÉOLOGIQUES DU MASSIF DE LA MINE NIOBEC (4)(5)**

| Unité Géologique | Résistance en traction (MPa) | |
|---|---|---|
| | Gamme | Moyenne |
| Calcaire Trenton | | |
| (perpendiculaire au litage) | 3.6- 7.3 | 5.6 |
| (parallèle au litage) | 4.6- 7.2 | 6.0 |
| C5(i) | 7.6-14.0 | 9.4 |
| C5(a) | 5.0- 9.2 | 7.1 |
| C3(i) | 5.2- 9.8 | 7.5 |
| C3(a) | 5.1- 6.0 | 5.5 |
| C3C(i) | 7.7-12.7 | 9.5 |
| C3C(a) | 6.4 | 6.4 |
| C3N(i) | 8.2-17.7 | 10.8 |
| C3N(a) | 4.8- 7.4 | 6.2 |
| Sy(i) | 6.6-11.4 | 8.2 |
| Sy(a) | 3.3- 7.3 | 5.7 |

TABLEAU 4

BILAN DES COÉFFICIENTS DE COHÉSION ET ANGLE DE FROTTEMENT INTERNE

| Unité Géologique | Coefficients de critères de rupture | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Laboratoire | | | | Massif | | | |
| | m | s | C (MPa) | Ø | m | s | C (MPa) | Ø |
| Calcaire Trenton | | | | | | | | |
| C5(i) | 16.80 | 1.0 | 20.2 | 54 | 4.10 | 0.028 | 3.0 | 43 |
| C5(a) | 10.87 | 1.0 | 14.5 | 53 | 1.42 | 0.007 | 1.0 | 29 |
| C3(i) | 14.61 | 1.0 | 15.6 | 52 | 3.50 | 0.038 | 2.4 | 38 |
| C3(a) | ----- | 1.0 | ---- | -- | ---- | ----- | --- | -- |
| C3C(i) | 7.29 | 1.0 | 16.9 | 41 | 2.24 | 0.037 | 3.0 | 36 |
| C3C(a) | 7.73 | 1.0 | 12.0 | 47 | 2.38 | 0.037 | 2.0 | 30 |
| C3N(i) | 14.09 | 1.0 | 21.0 | 51 | 2.72 | 0.014 | 2.1 | 39 |
| C3N(a) | 13.07 | 1.0 | 13.6 | 58 | 2.53 | 0.014 | 1.4 | 34 |
| Sy(i) | 9.46 | 1.0 | 14.9 | 49 | 2.69 | 0.041 | 2.6 | 33 |
| Sy(a) | 12.15 | 1.0 | 11.5 | 51 | 3.24 | 0.035 | 3.6 | 34 |

**TABLEAU 5**

**RÉSULTATS D'ESSAIS EN CISAILLEMENT SUR QUELQUES DIACLASES AVEC REMPLISSAGE DIVERS**

| Matériau Géologique | Remplissage du joint | JRC | JCS (MPa) | $\emptyset_r$ |
|---|---|---|---|---|
| C5(i) | légère altération | 7 | 120 | 41.0 |
| C5(i) | hématisé | 5 | 100 | 35.5 |
| C3(i) | teinté | 3 | 93.6 | 36.0 |
| Sy(a) | chlorite | 5 | 40 | 27.5 |
| Sy(a) | chlorite épaisse | 1 | 2 | 29.0 |

Tableau 6

**ALLOCATION DE POINTS POUR ÉVALUATION D'EFFETS DE MINAGE, MINE NIOBEC**

| | |
|---|---|
| (1) Contrôle Structural | |
| massif sans grands joints (>5m) | 0 |
| massif avec grands joints | |
| orienté favorablement* | -10 |
| orienté défavorablement** | -40 |
| (2) Qualité de massif | |
| Q > 20 | 20 |
| Q = 5 - 20 | 10 |
| Q < 5 | 5 |
| (3) Resistance en traction du roc (lab.) | |
| $\sigma_t$ > 5 MPa | 20 |
| $\sigma_t$ = 2 - 5 MPa | 10 |
| $\sigma_t$ < 2 MPa | 5 |
| (4) Profondeur | |
| 0 - 300m | 0 |
| 300m - 700m | 10 |
| 700m - 1,000m | -30 |

Cote = 1+2+3+4

Cote maximale = 40; risque de problème augmentant avec diminution de cote, probable avec cote < 0

+ chantiers ouverts

* perpendiculaire à l'éponte

** parallèle à l'éponte

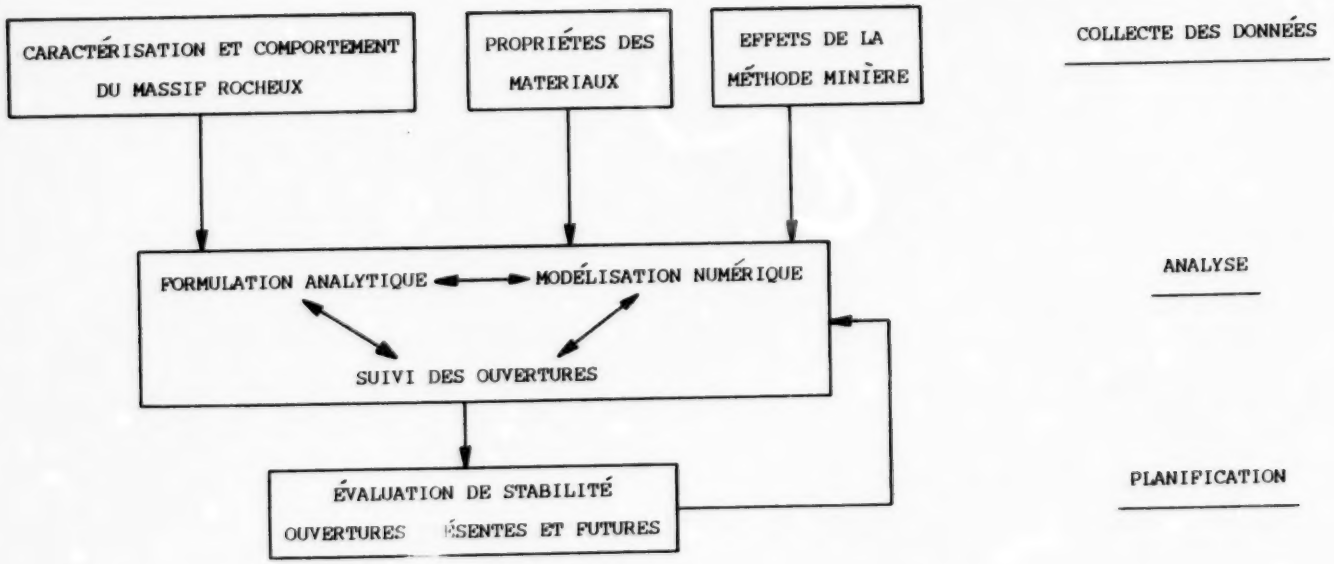
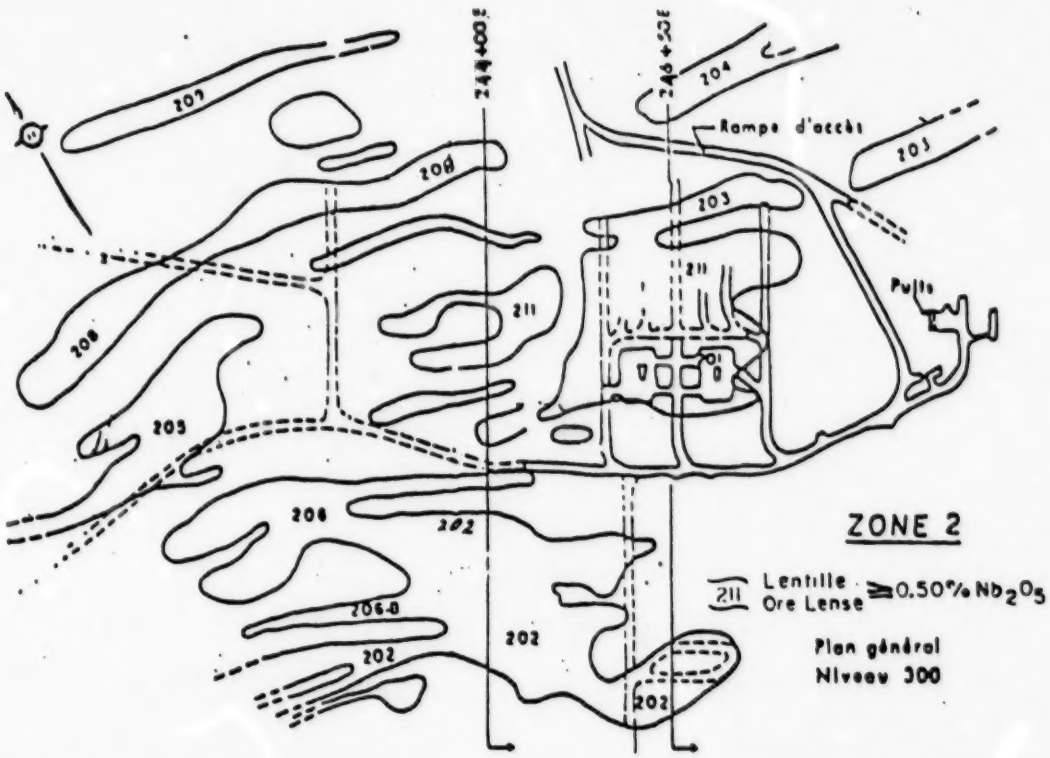
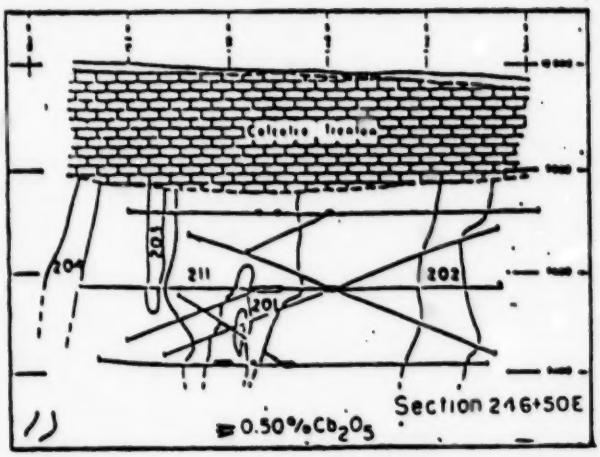


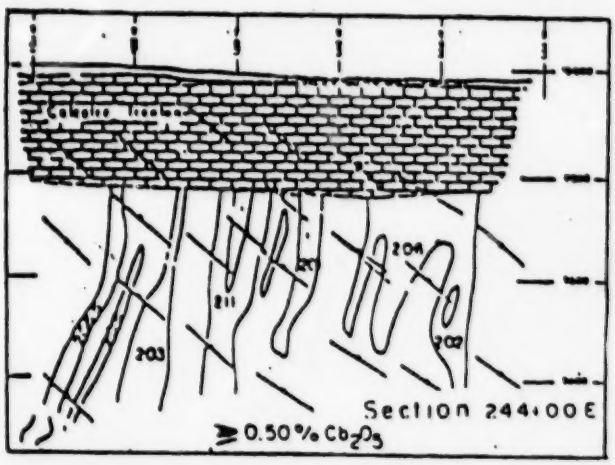

Figure 1. Progression type des étapes d'une étude de stabilité.




(a)




(b)




(c)

Figure 2. Contour des lentilles minéralisées, Mine Niobec; (a) plan au niveau 300, (b)(c) sections (14).

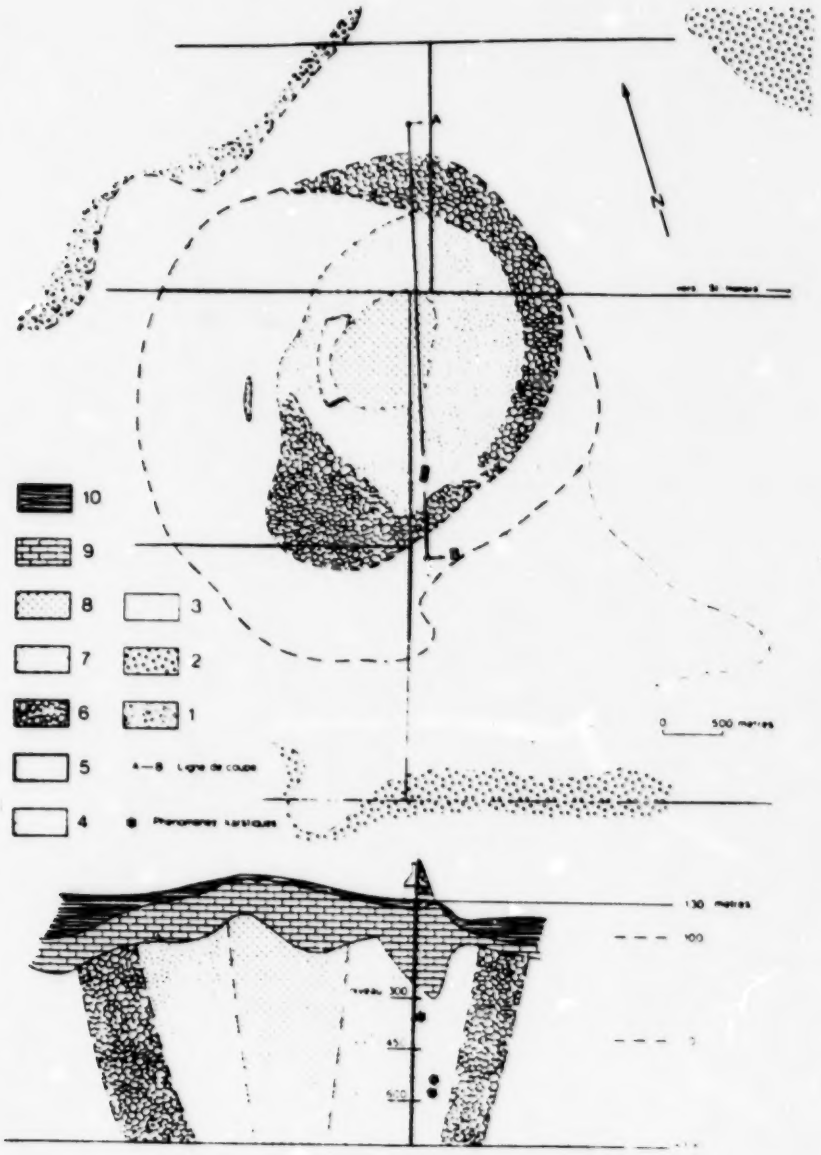



Figure 3. Lithologie généralisée du complexe alcalin de Niobec.
(1) anorthosite, (2) série charnockitique, (3) roches fénétisées, (4) syénite àcancrinite, (5) syénites alcalines (6) carbonatites calcitiques, (7) carbonatites dolomitiques du collier, (8) carbonatite dolomitique du noyeau, (9) calcaires ordovicien, (10) dépôts meubles (1).

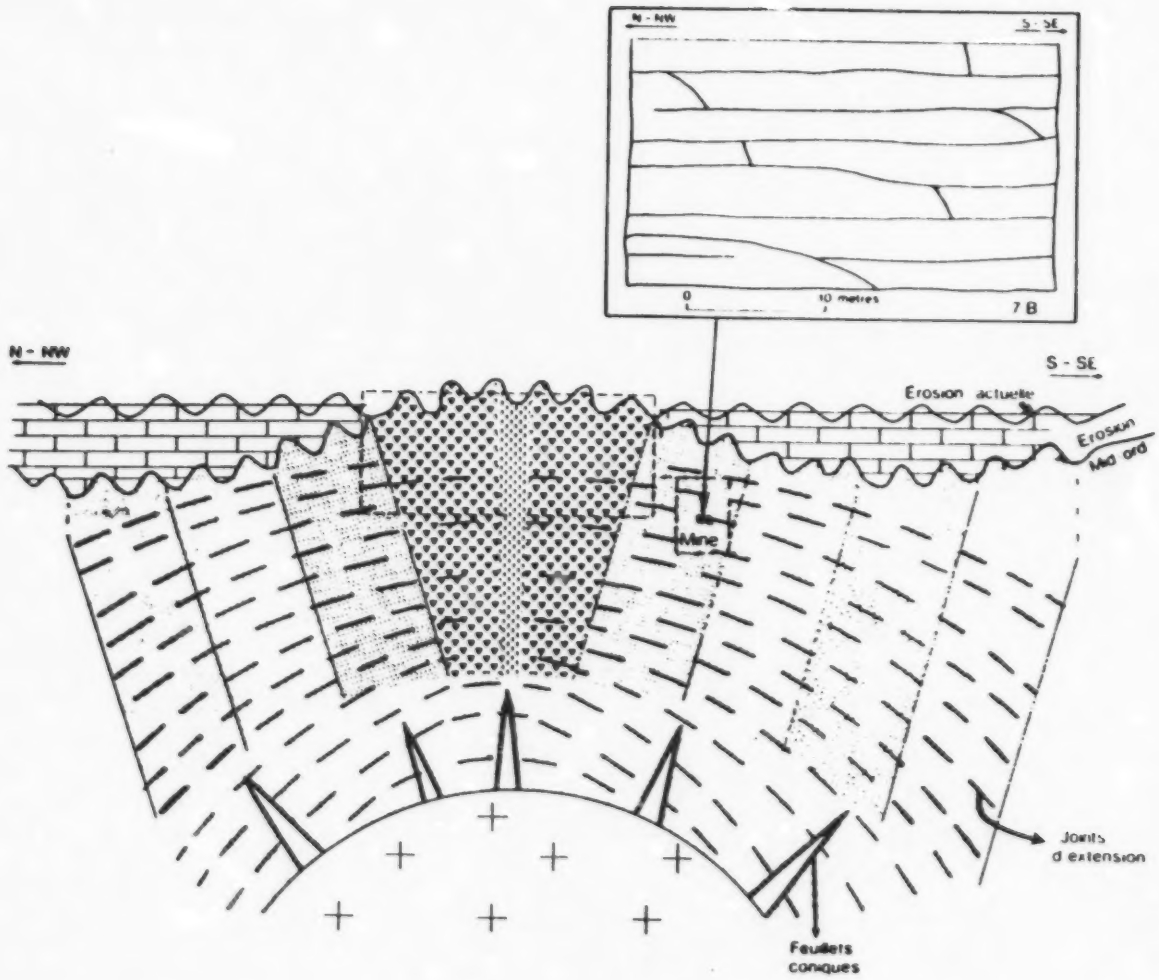



Figure 4. Schéma de la distribution et relation des joints du massif Niobec (1).

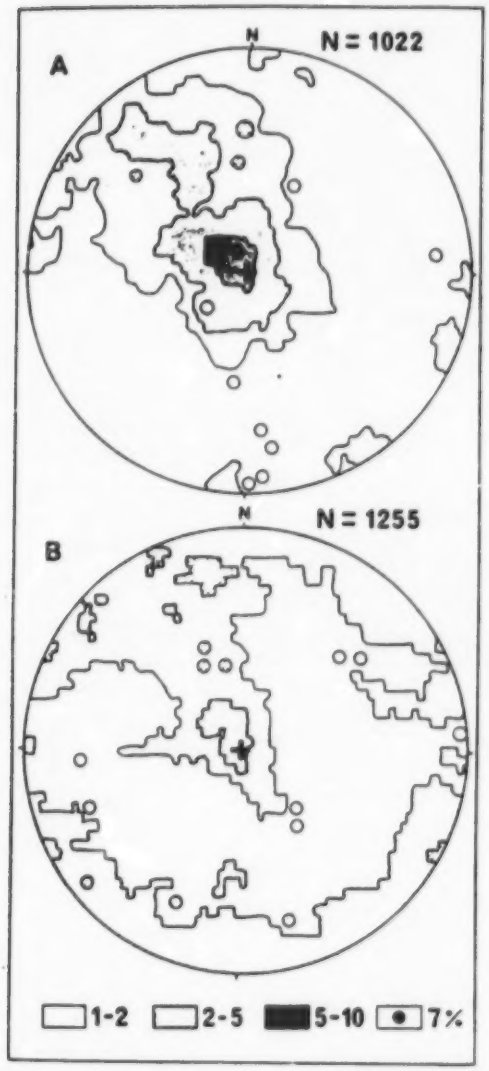



Figure 5. Stéréogrammes de fractures; (A) toutes les fractures majeures observées, (B) toutes les fractures mineures observées (1).

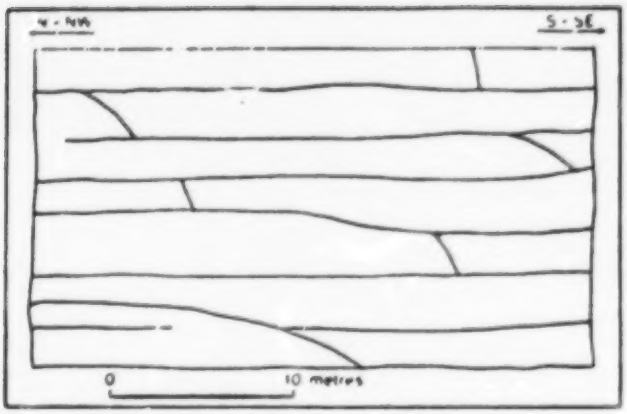



Figure 6. Exemple de massif fissuré par de grands joints. Ceux-ci se situe entre les niveaux 600 et 1000. Des détachement en grandes plaques se développent en chantiers et galeries (1).

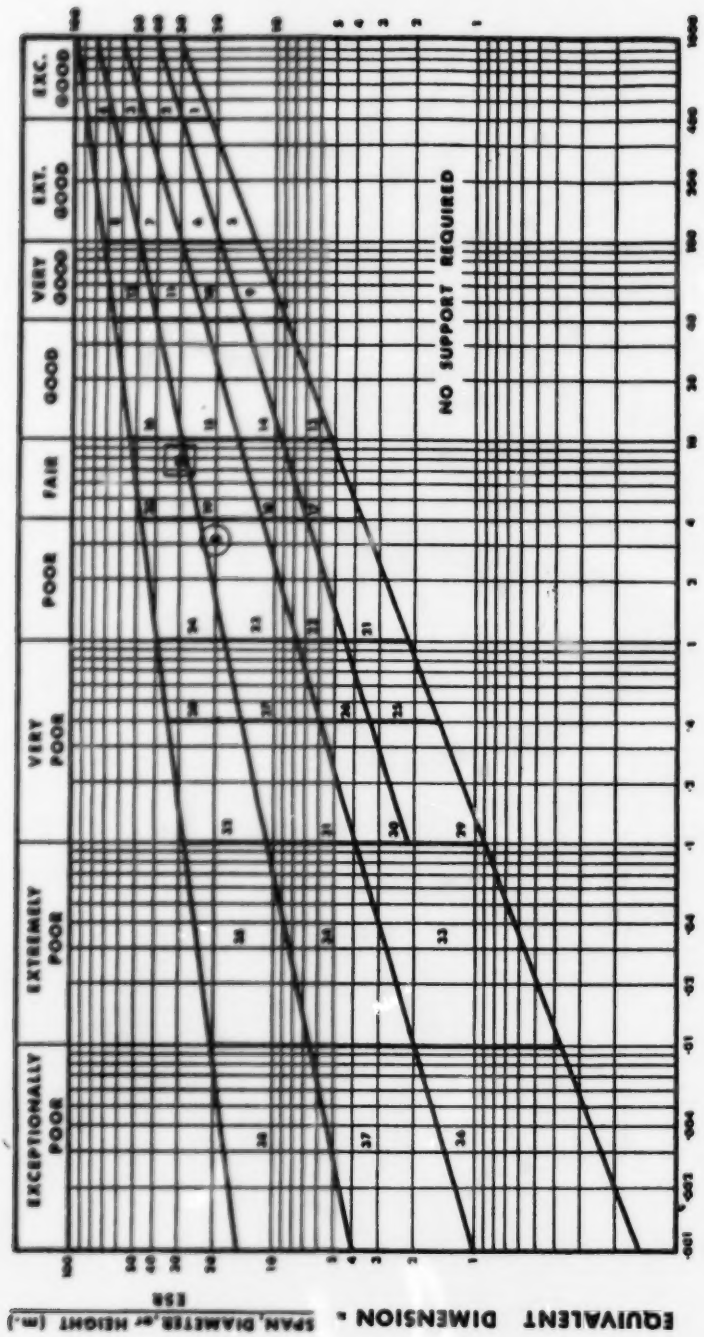



Figure 7. Schema de relation soutènement-qualité de massif rocheux de Barton et al (2). Les chiffres 1 à 38 indique la prescription de soutènement à suivre (à voir dans la référence).

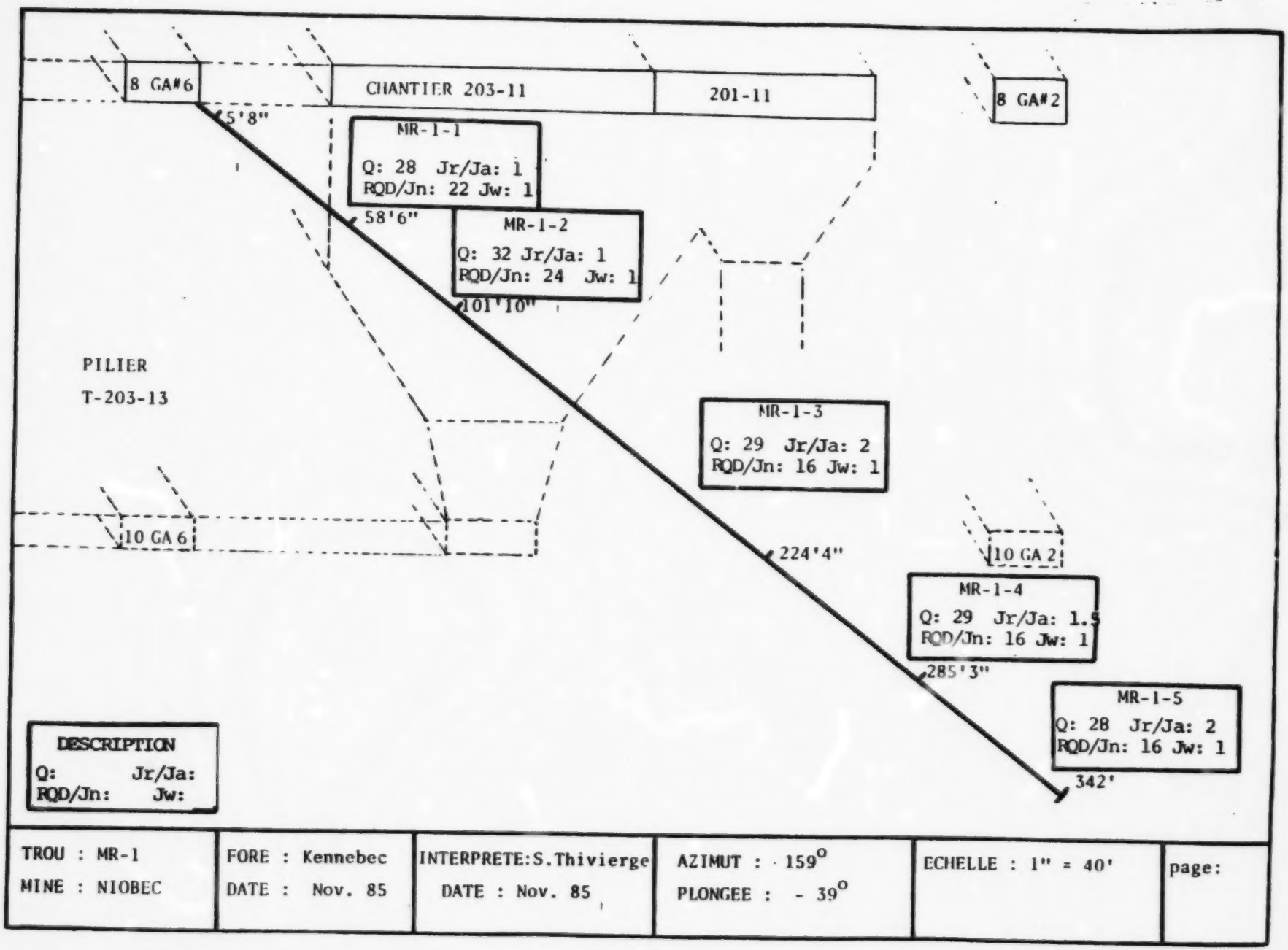



Figure 8. Représentation schématique du forage MR1 et qualité des unités traversées (4).

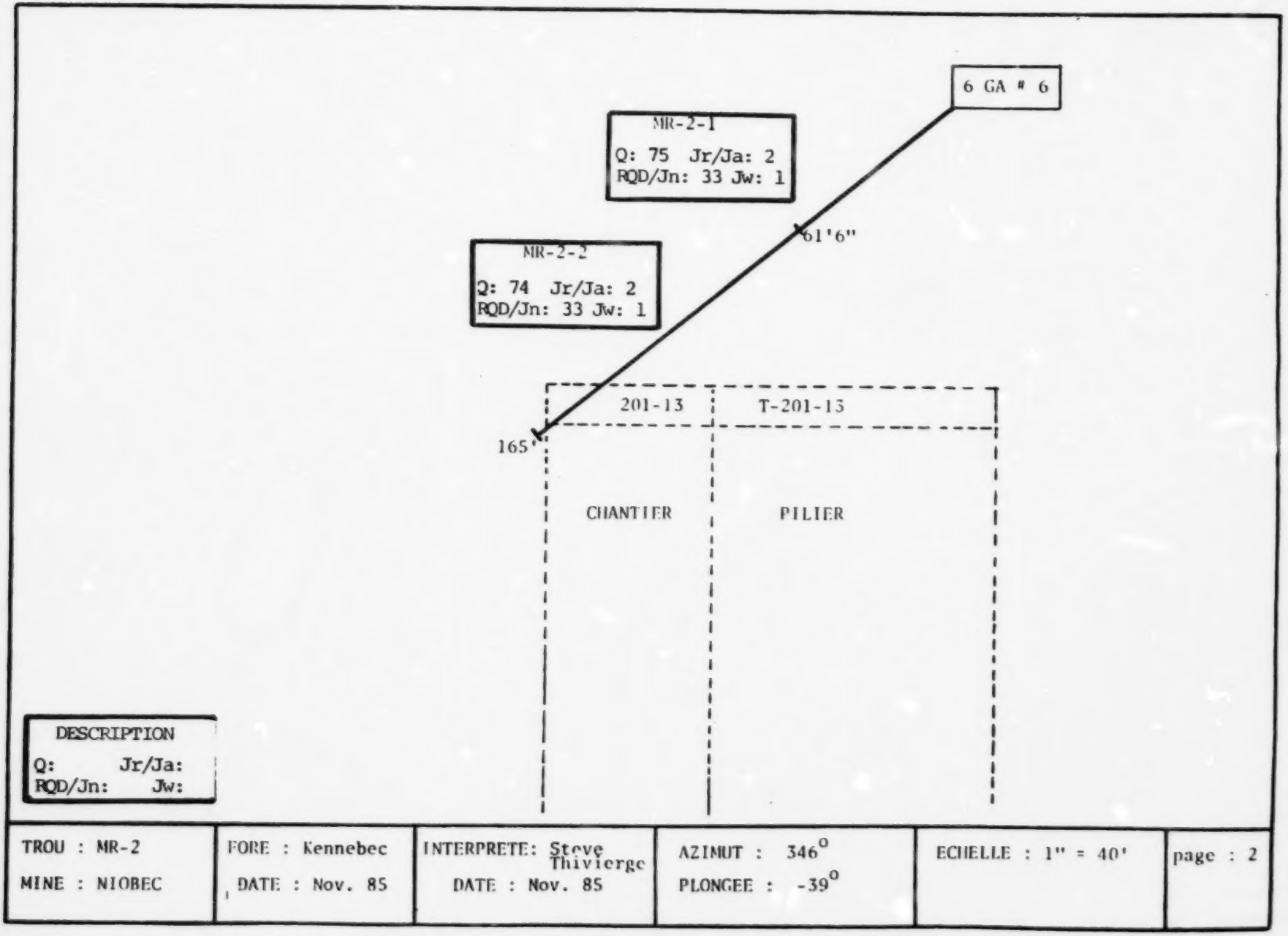



Figure 9. Représentation schématique du forage MR2 et qualité des unités traversées (4).

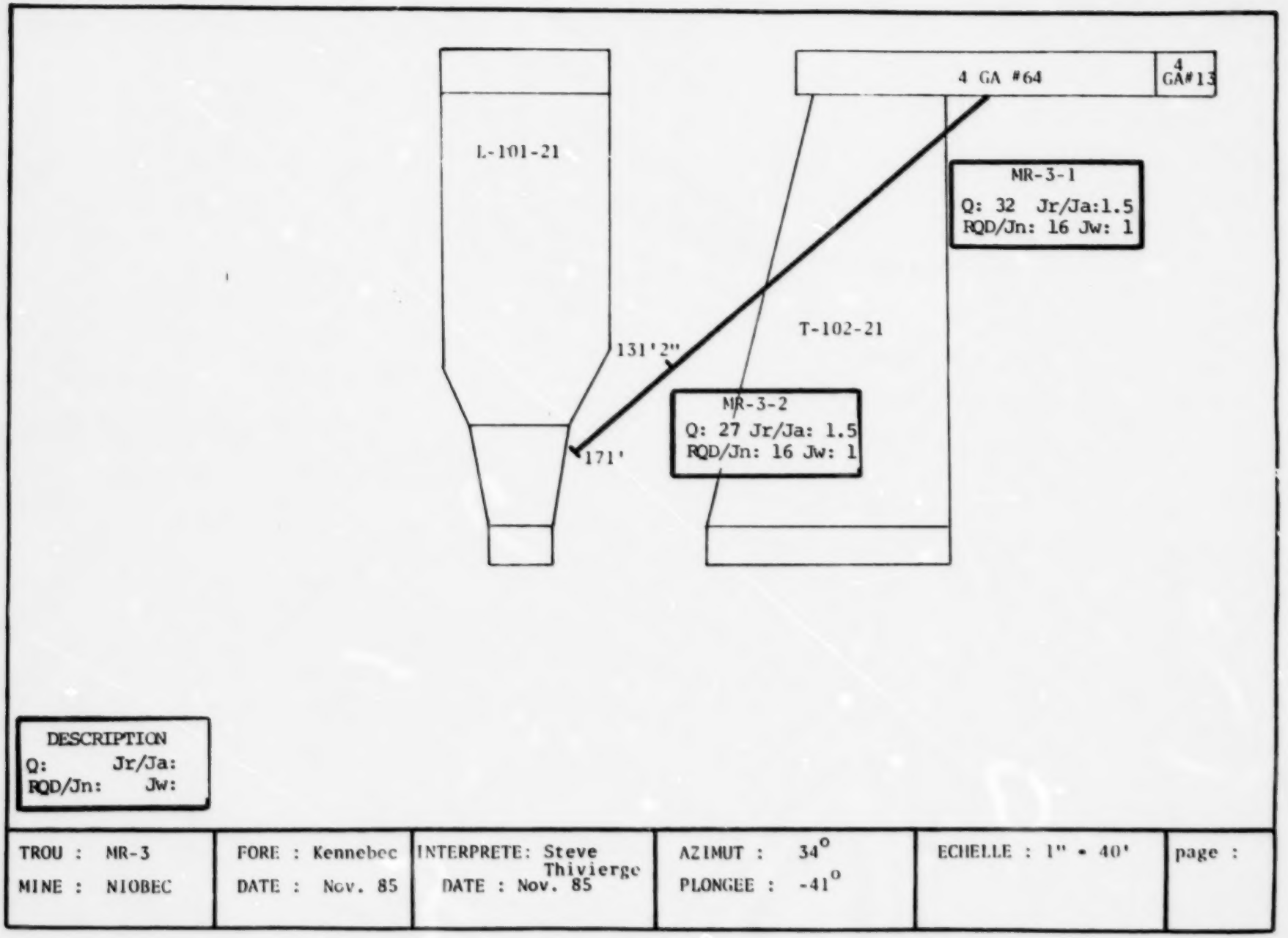



Figure 10. Représentation schématique du forage MR3 et qualité des unités traversées (4).

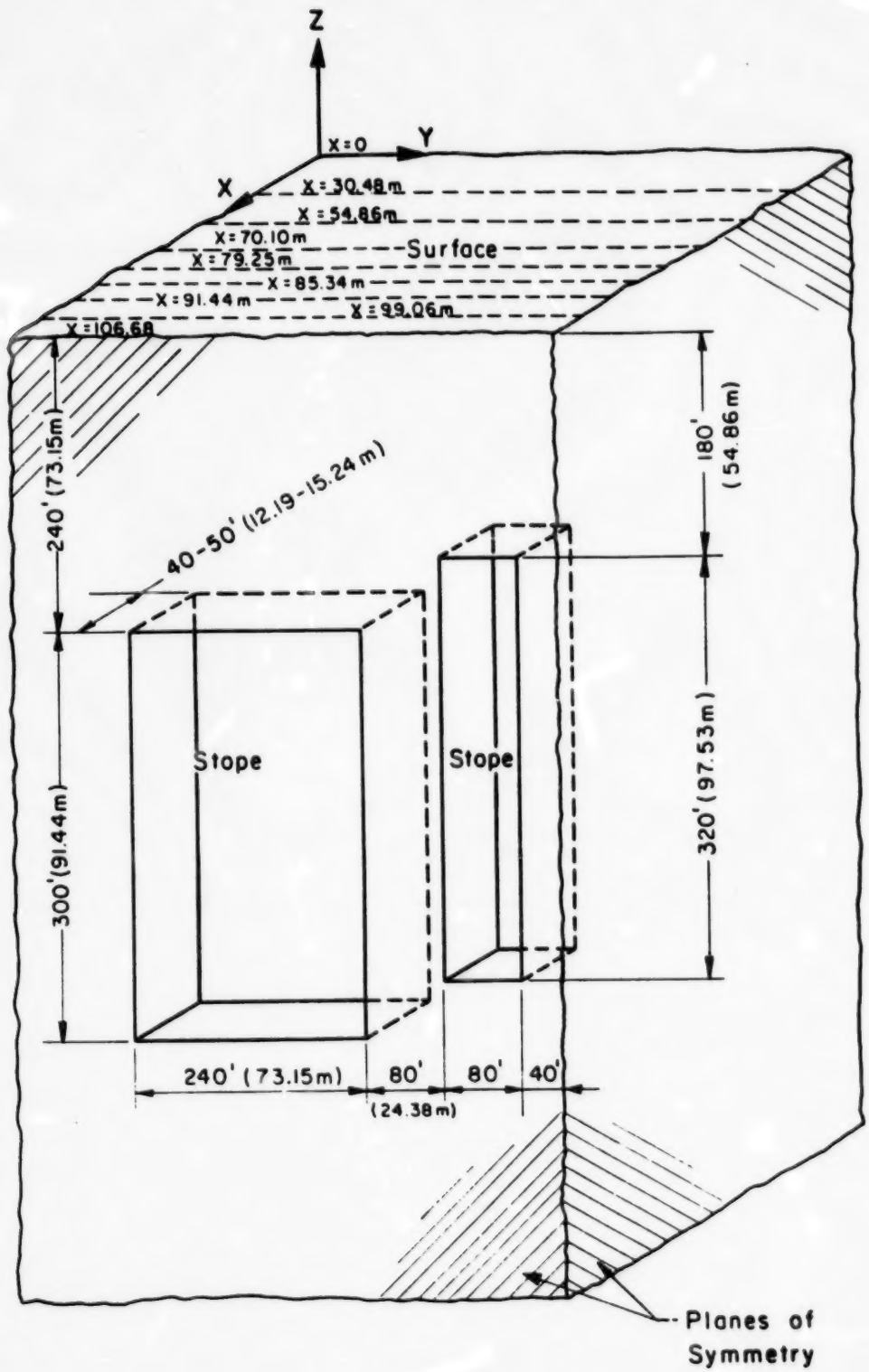
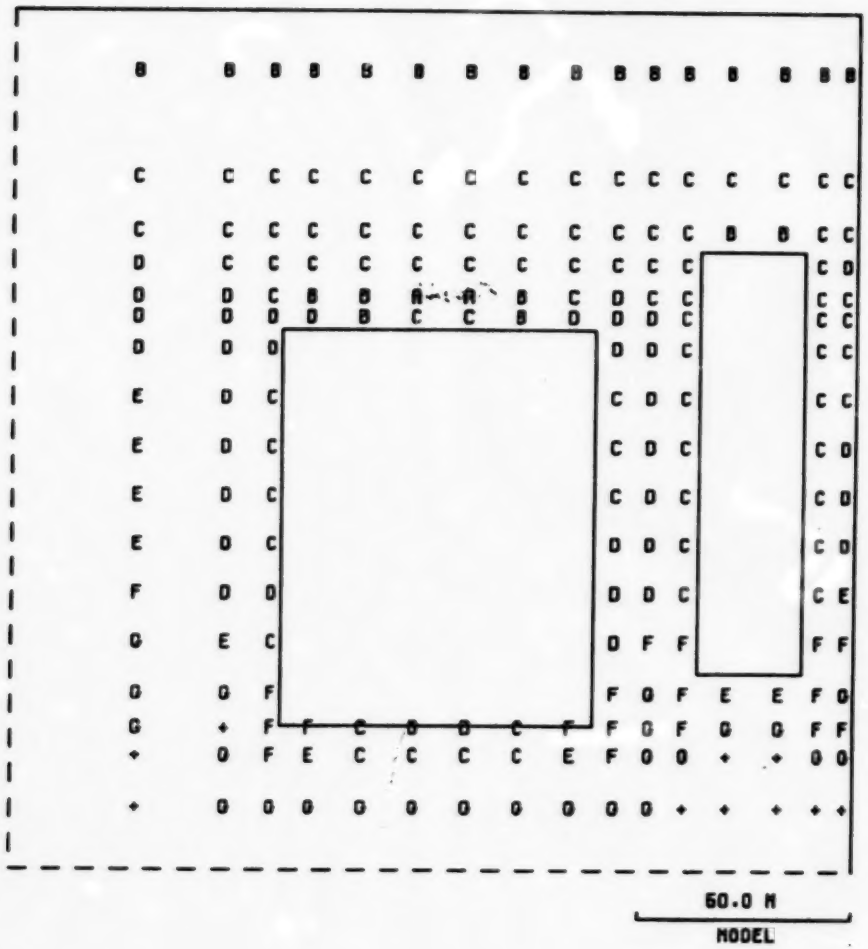



Figure 11. Vue isométrique du modèle numérique no 1 & 2 (8)(9).




LEGEND

| SYMBOL | RANGE |
|---|---|
| - | LESS -2.50E-1 |
| A | -2.50E-1 - 0.0 |
| B | 0.0 - 2.50E-1 |
| C | 2.50E-1 - 5.00E-1 |
| D | 5.00E-1 - 7.50E-1 |
| E | 7.50E-1 - 1.00 |
| F | 1.00 - 1.25 |
| G | 1.25 - 1.50 |
| * | GREATER OR EQUAL 1.50 |

MAXIMUM DATA VALUE 1.65
MINIMUM DATA VALUE -4.64E-3
STRESSES IN MPA

Figure 12. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec gravité) zone1, modèle no 1 (8).

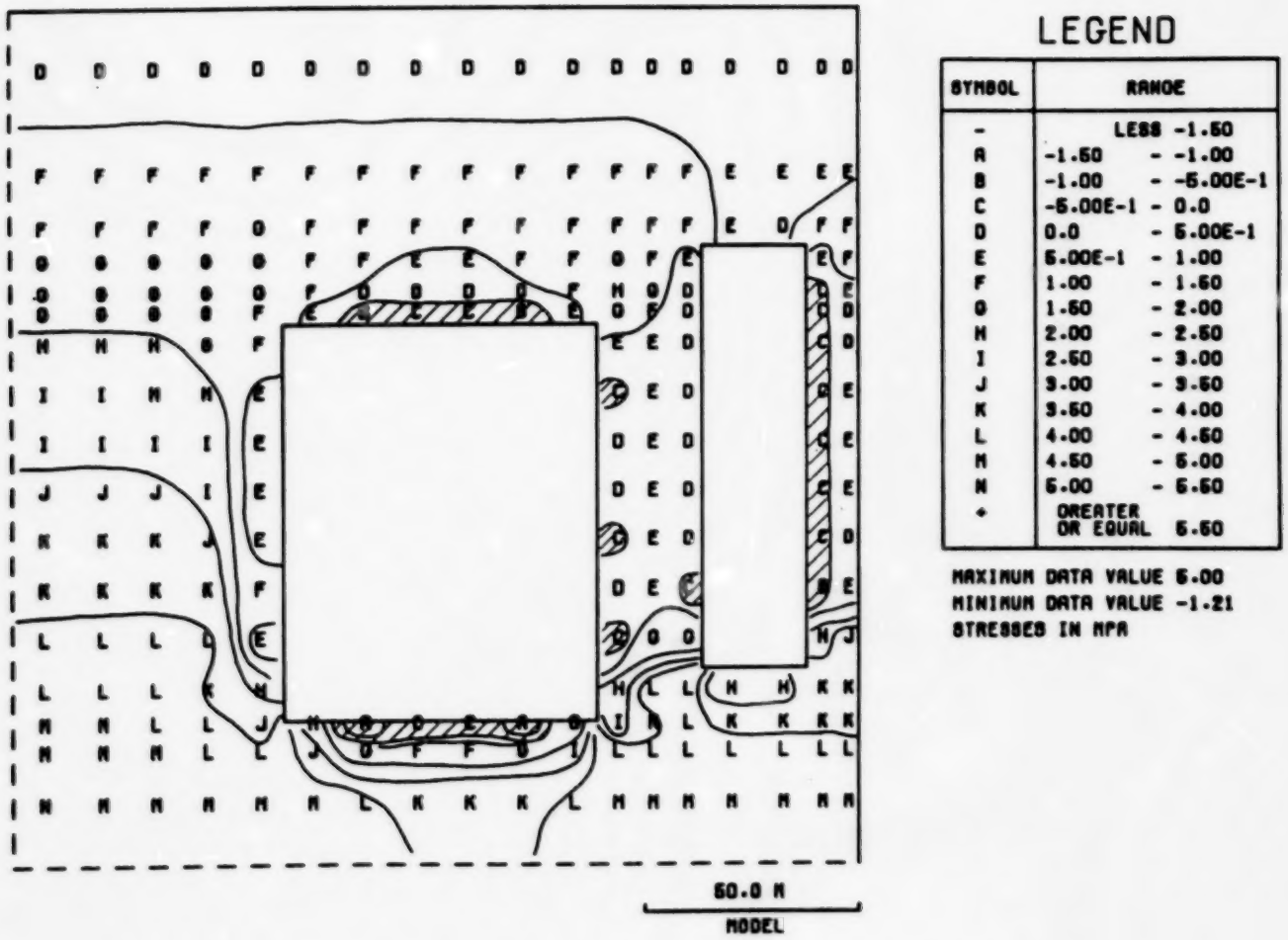



Figure 13. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 2 (9)

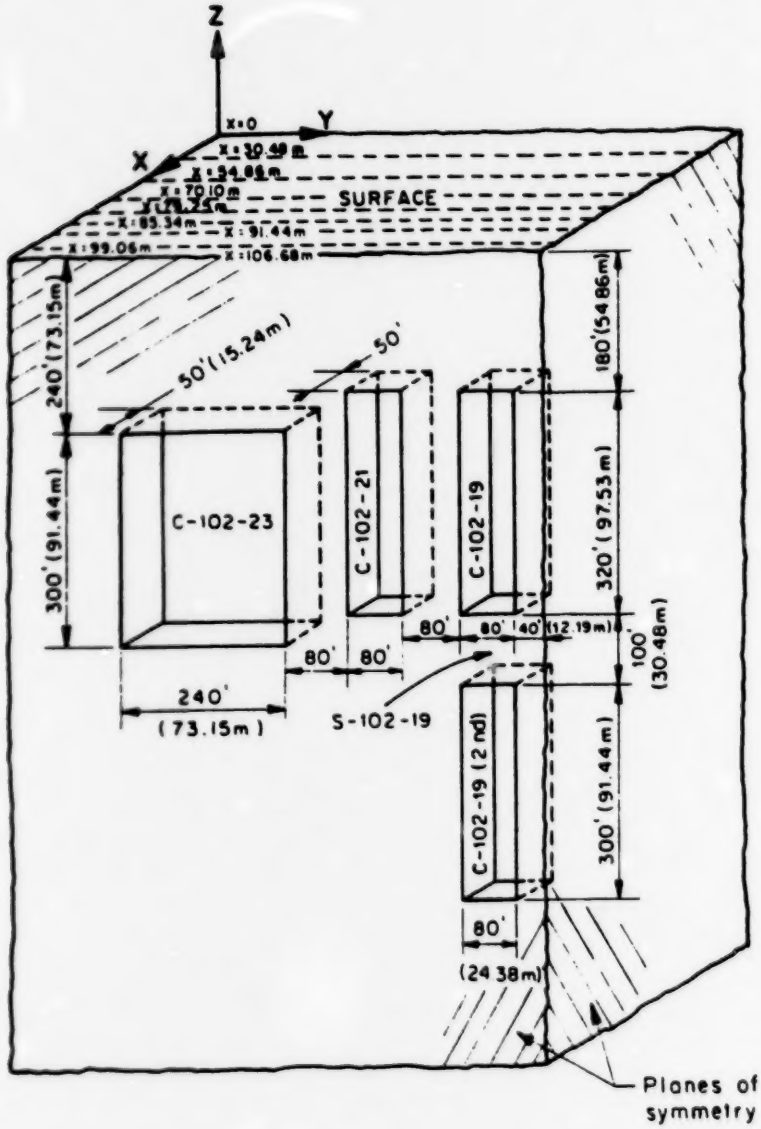



Figure 14. Vue isométrique du modèle numérique no 3 & 4 (10).

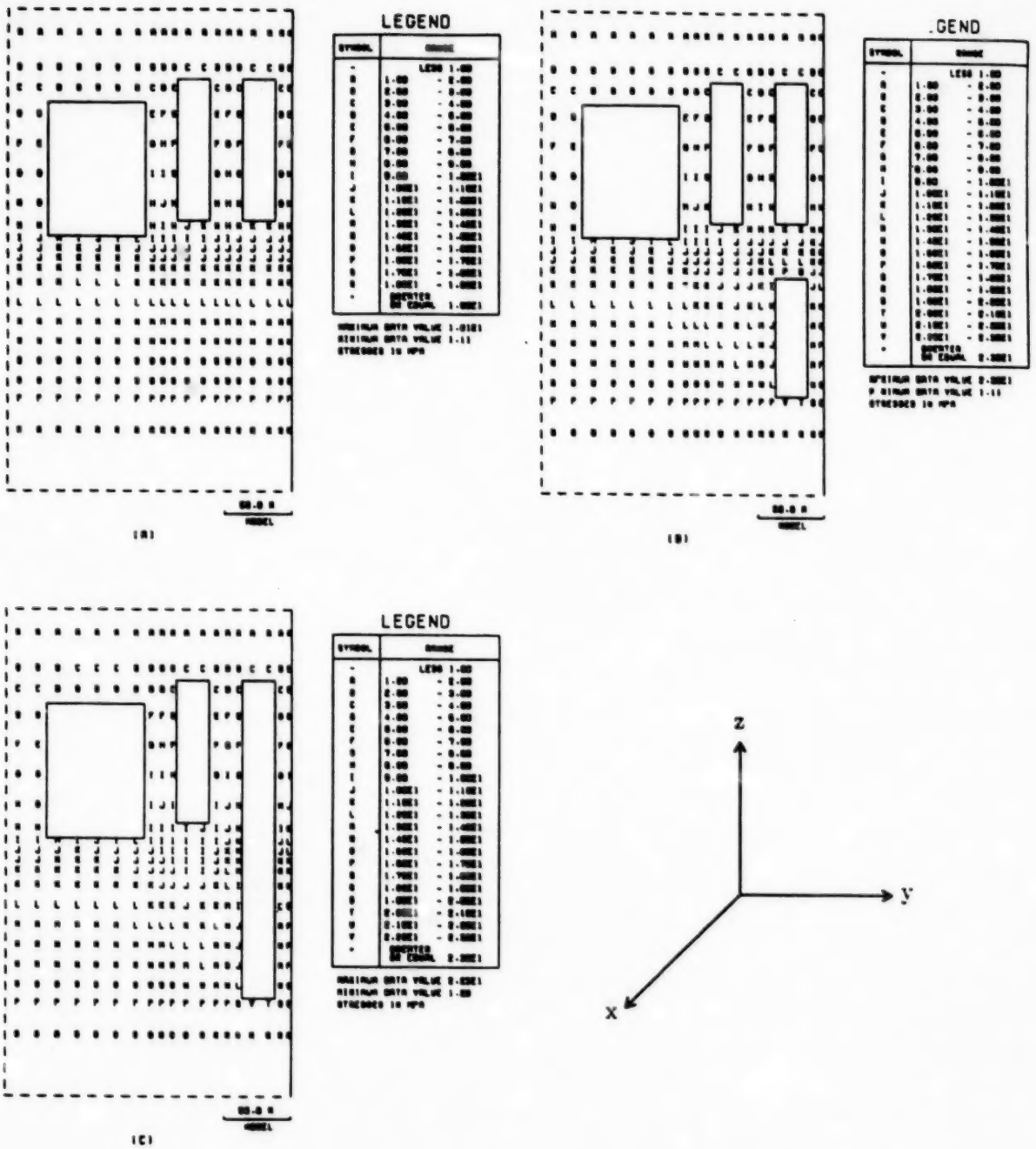



Figure 15. Contrainte mineure principale imposéee par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèles no 3 & 4 démontrants diverses ouvertures avec et sans pilier de sole (10).

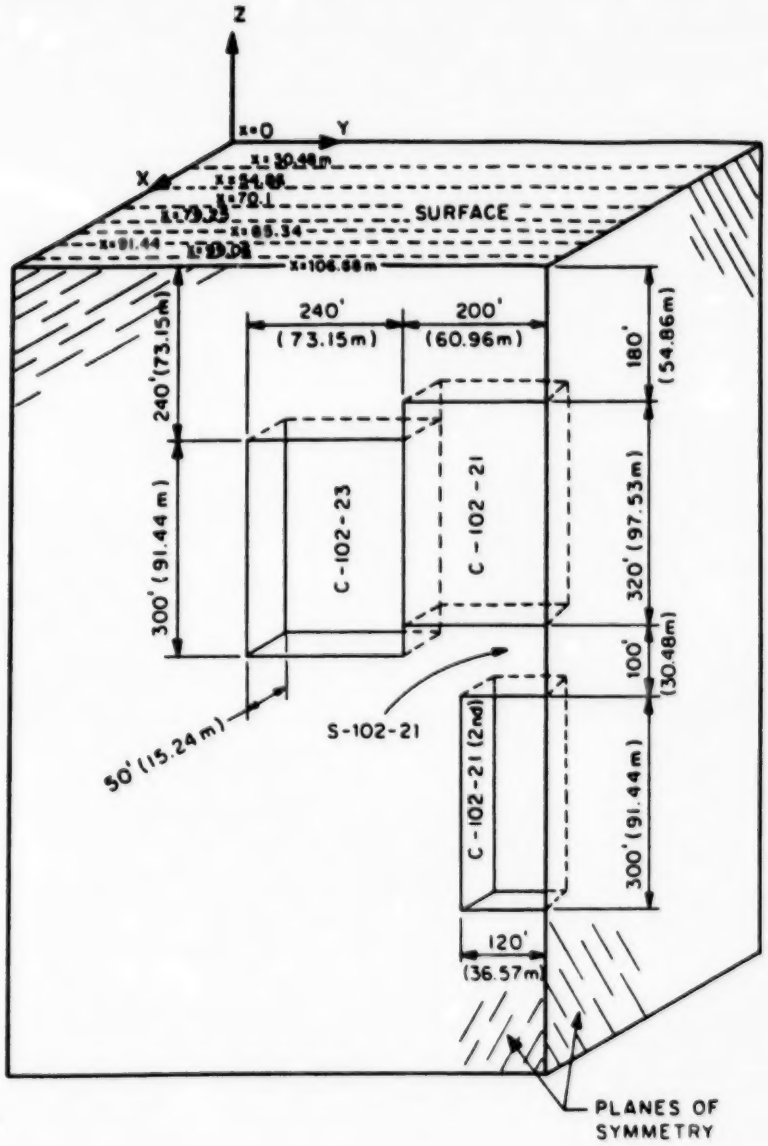
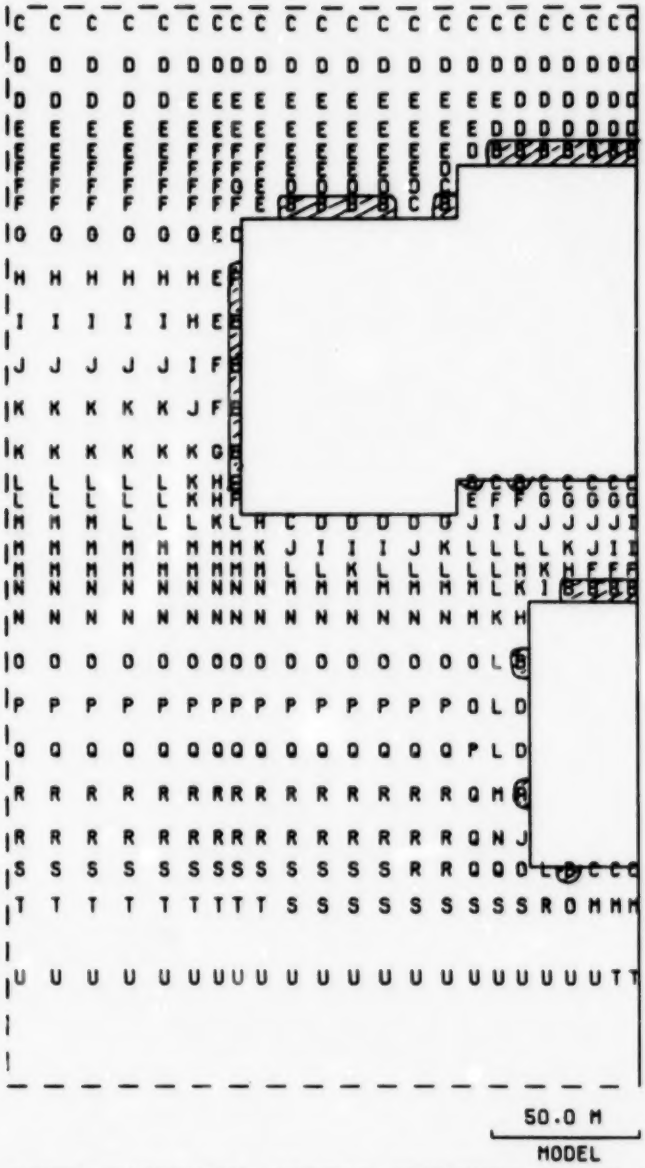



Figure 16. Vue isométrique du modèle numérique no 5 (11).



50.0 M
MODEL

MINOR PRINCIPAL STRESS CONTOURS X=102.87 M

LEGEND

| SYMBOL | RANGE |
|---|---|
| - | LESS -1.00 |
| A | -1.00 - -5.00E-1 |
| B | -5.00E-1 - 0.0 |
| C | 0.0 - 5.00E-1 |
| D | 5.00E-1 - 1.00 |
| E | 1.00 - 1.50 |
| F | 1.50 - 2.00 |
| G | 2.00 - 2.50 |
| H | 2.50 - 3.00 |
| I | 3.00 - 3.50 |
| J | 3.50 - 4.00 |
| K | 4.00 - 4.50 |
| L | 4.50 - 5.00 |
| M | 5.00 - 5.50 |
| N | 5.50 - 6.00 |
| O | 6.00 - 6.50 |
| P | 6.50 - 7.00 |
| Q | 7.00 - 7.50 |
| R | 7.50 - 8.00 |
| S | 8.00 - 8.50 |
| T | 8.50 - 9.00 |
| U | 9.00 - 9.50 |
| * | GREATER OR EQUAL 9.50 |

MAXIMUM DATA VALUE 9.20
MINIMUM DATA VALUE -6.12E-1
STRESSES IN MPA

Figure 17. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 5, pilier de support entre chantiers enlevés (11).

50.0 M
MODEL

LOCAL FACTOR OF SAFETY (DRUCKER/PRAGER) X=95.25 M.

LEGEND

| SYMBOL | RANGE |
|---|---|
| - | LESS 1.00 |
| A | 1.00 - 1.50 |
| B | 1.50 - 2.00 |
| C | 2.00 - 2.50 |
| D | 2.50 - 3.00 |
| E | 3.00 - 3.50 |
| F | 3.50 - 4.00 |
| G | 4.00 - 4.50 |
| H | 4.50 - 5.00 |
| I | 5.00 - 5.50 |
| J | 5.50 - 6.00 |
| K | 6.00 - 6.50 |
| L | 6.50 - 7.00 |
| M | 7.00 - 7.50 |
| N | 7.50 - 8.00 |
| O | 8.00 - 8.50 |
| P | 8.50 - 9.00 |
| Q | 9.00 - 9.50 |
| R | 9.50 - 1.00E1 |
| + | GREATER OR EQUAL 1.00E1 |

MAXIMUM DATA VALUE 1.00E1
MINIMUM DATA VALUE 1.49
DRUCKER/PRAGER :
C = 4.0 MPA
PHI = 40.0 DEG.

Figure 18. Facteurs de sécurité associés aux ouvertures du modèle no 5 (11).